

UNIVERSIDAD NACIONAL MAYOR DE SAN MARCOS

**FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINERA,
METALÚRGICA Y GEOGRÁFICA**

E. A. P. DE INGENIERÍA DE MINAS

**Aplicación de relleno hidráulico en la Mina Jimena de
Compañía Minera Poderosa S.A.**

TESIS

para optar el título profesional de Ingeniero de Minas

AUTOR

Lázaro Wilder Huamán Montes

Lima-Perú

2007

DEDICATORIA

A mis Padres y a mi tía Esperanza, por sus enseñanzas y su esfuerzo inquebrantable para formar en mí una persona de bien.

AGRADECIMIENTOS:

Mi especial agradecimiento al **Ing. Fernando Enrique Toledo Garay**, director de la Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas, por su asesoría en la realización de esta tesis y por su apoyo incondicional en mi formación y superación profesional.

De igual forma debo agradecer a **Compañía Minera Poderosa S.A.** en nombre del **Ing. Marcelo Santillana Salas**, gerente general de esta importante empresa, por permitirme realizar mi proyecto de tesis y brindarme todas las facilidades para su desarrollo.

TABLA DE CONTENIDO

Nº	Página
Dedicatoria.....	iii
Agradecimientos.....	iv
Resumen.....	v
Listado de Figuras.....	x
Listado de Cuadros.....	xi
Introducción.....	1
A. Sustentación del Tema.....	1
B. Antecedentes.....	1
C. Planteamiento del Problema de Investigación.....	2
D. Formulación de Objetivos.....	8
E. Importancia del Tema en la Solución de los Problemas Concretos de la Sociedad, la Ciencia y la Tecnología.....	9
F. Carácter Novedoso del Proyecto y Originalidad.....	10
G. Formulación de la Hipótesis.....	10
Capítulo I.....	12
1.0.0. Generalidades de Compañía Minera Poderosa S.A.....	12
1.1.0. Ubicación y Acceso.....	12
1.2.0. Geología.....	13
1.3.0. Mina.....	15
1.4.0. Planta de Beneficio	20
Capítulo II.....	21
2.0.0. Aspecto Conceptual del Relleno Hidráulico.....	21
2.1.0. Generalidades.....	21
2.2.0. Pulpa	23

Nº	Página
2.3.0. Características del Material a Transportar	23
Capítulo III.....	37
3.0.0. Estudio Técnico de Aplicación del Relleno Hidráulico.....	37
3.1.0. Calidad del Material de Relleno.....	37
3.1.1. Primer Análisis de Muestras.....	37
3.1.2. Segundo Análisis de Muestras.....	41
3.1.3. Tercer Análisis de Muestras.....	43
3.1.4. Cuarto Análisis de Muestras.....	45
3.2.0. Requerimiento y Disponibilidad de Relleno Hidráulico.....	50
3.2.1. Requerimientos de Agregados para el Relleno.....	50
3.2.2. Necesidad de Agua.....	51
3.2.3. Disponibilidad de Agregados para el Relleno.....	52
3.3.0. Estudios para la Ubicación de la Planta de Relleno Hidráulico.....	53
3.3.1. Alternativa A: Planta R/H en NV 2080.....	54
3.3.2. Alternativa B: Planta R/H en NV 2250.....	55
3.3.3. Alternativa C: Planta R/H en NV 2375.....	56
3.3.4. Resumen para ubicar la Planta de R/H.....	58
3.4.0. Transporte del Material de Relleno.....	58
3.4.1. Equipo de transporte de Material de Relleno Hidráulico.....	58
3.4.2. Red de Tuberías.....	59
3.4.3. Velocidad Crítica de Deposición.....	59
3.4.4. Velocidad de Mínima Pérdida.....	62
3.4.5. Diámetro de Tubería.....	62
3.4.6. Velocidad de Transporte.....	65
3.4.7. Pérdida de Carga.....	66
3.4.8. Altura Máxima que alcanzará el R/H.....	70
3.4.9. Gradiente Hidráulica.....	72
3.4.10. Máxima Distancia Horizontal.....	72
3.5.0. Cálculos de los Parámetros más Importantes de la Pulpa de R/H....	74
3.6.0. Proceso de Relleno de un Tajeo.....	80

Nº	Página
3.6.1. Preparado del Tajero.....	80
3.6.2. Rellenado del Tajero.....	80
3.6.3. Problemas en el Proceso de Rellenado.....	82
3.6.4. Tiempo Neto de Relleno de un Tajero.....	83
Capítulo IV.....	89
4.0.0. Consideraciones Económicas del Proyecto de Relleno Hidráulico...	89
4.1.0. Generalidades.....	89
4.2.0. Costo de Inversión.....	89
4.3.0. Costo de Operación del Sistema de Relleno Hidráulico.....	91
4.4.0. Ahorro con la Aplicación de Relleno Hidráulico.....	94
Capítulo V.....	95
5.0.0. Evaluación Económica del Proyecto.....	95
5.1.0. Generalidades.....	95
5.2.0. Métodos de Evaluación Financiera.....	95
5.2.1. Valor Presente Neto.....	96
5.2.2. Tasa Interna de Retorno.....	97
5.2.3. Coeficiente Beneficio/Costo.....	98
5.2.4. Periodo de Recuperación de la Inversión.....	98
5.3.0. Evaluación Económica del Proyecto de Relleno Hidráulico.....	98
5.3.1. Costo de Operación.....	98
5.3.2. Ahorro Anual.....	99
5.3.3. Aplicación de los Métodos de Evaluación Financiera.....	100
Capítulo VI.....	103
6.0.0. Conclusiones y Recomendaciones.....	103
Capítulo VII.....	107
Referencias Bibliográficas.....	107

Apéndices.....	109
----------------	-----

LISTADO DE FIGURAS

Nº	Página
1. Labor afectada por estallido de roca.....	3
2. Desplazamiento de caja techo en un tajeo.....	3
3. Esquema de recuperación de pilares.....	5
4. Relación entre RMR y RQD.....	6
5. Zonificación geomecánica utilizando información de perforación Diamantina.....	6
6. Extensometría realizada en el SN 8175, NV 1907.....	7
7. Ubicación de Compañía Minera Poderosa S.A.....	12
8. Fases del relleno hidráulico.....	26
9. Primer Análisis Granulométrico.....	38
10. Arenas de la zona de Glorita (NV 2420).....	39
11. Cono para prueba de Slam.....	39
12. Primera prueba de Slam.....	40
13. Segundo Análisis Granulométrico.....	42
14. Tercer Análisis Granulométrico.....	44
15. Cuarto Análisis Granulométrico.....	46
16. Análisis granulométrico de mezcla de arena de Glorita y desmonte de mina (proporción 1:1).....	47
17. Comparación de la primera y cuarta prueba de Slam.....	49
18. Esquema de ubicación de planta RH en NV 2080.....	54
19. Esquema de ubicación de planta RH en NV 2250.....	55
20. Esquema de ubicación de planta RH en NV 2375.....	56
21. Vista de ubicación de planta RH en NV 2375.....	57
22. Diagrama de Moody.....	67
23. Esquema del sistema de tuberías de relleno hidráulico.....	70
24. Distancia máxima horizontal.....	73
25. Proceso de minado de un tajeo con aplicación de R/H.....	82

LISTADO DE CUADROS

Nº	Página
1. Índices de Gestión en los avances durante el año 2006.....	16
2. Índices de Gestión en los tajeos durante el año 2006.....	18
3. Resumen de Costos de los tajeos de la Veta Jimena.....	19
4. Gravedad específica de materiales sólidos.....	24
5. Valores recomendados de tamaño máximo de partículas sólidas en una pulpa.....	24
6. Escala de Mohs de los materiales sólidos.....	25
7. Relación entre estado de Mohs y Abrasividad.....	25
8. Relación de vacíos de tipos de relleno.....	26
9. Clasificación de las arenas según su humedad.....	28
10. Fricción interna de diversos materiales.....	28
11. Rango de Tamaño de Partículas de los Materiales.....	29
12. Compresibilidad de materiales de relleno.....	36
13. Características de rellenos arenosos y arcillosos.....	36
14. Programa de producción anual 2006 de CMPSA.....	50
15. Programa de producción anual 2006 de la Veta Jimena-CMPSA....	51
16. Volumen de arena de cantera para el relleno.....	52
17. Disponibilidad de desmonte para relleno.....	53
18. Comparación de alternativas para ubicar planta de RH.....	58
19. Análisis granulométrico del material de relleno hidráulico.....	60
20. Pérdidas de carga por armaduras en la tubería.....	69
21. Inversión en reservorio para agua.....	90
22. Inversión en tuberías.....	90
23. Inversión en planta para relleno hidráulico.....	91
24. Resumen de la Inversión para relleno hidráulico.....	91
25. Costo de depreciación.....	92

Nº	Página
26. Costo de energía.....	92
27. Costo de mano de obra.....	93
28. Costo de mantenimiento.....	93
29. Costo de materiales.....	93
30. Costo de transporte de agregados.....	94
31. Resumen de costos de operación de relleno hidráulico.....	94
32. Ahorro en sostenimiento con la aplicación de relleno hidráulico.....	94
33. Ahorro total por año al aplicar relleno hidráulico.....	100
34. Flujo de caja del Proyecto Relleno Hidráulico.....	100
35. Factores Financieros del Proyecto Relleno Hidráulico.....	102

RESUMEN

Con la finalidad de disminuir los problemas de inestabilidad en la explotación de la Veta Jimena, de Compañía Minera Poderosa S.A. En el presente trabajo se desarrolla la evaluación técnica-económica de aplicación de Relleno Hidráulico en esta Veta.

En el análisis técnico del proyecto se ha determinado que la distribución de tamaños de partículas necesarias para el transporte de la pulpa por gravedad debe aproximarse a la curva de Talvot. La pulpa tiene un 76% de sólidos con una granulometría máxima de $\frac{3}{8}$ de pulgada; para su transporte se utiliza tubería SCH-80 Ø4" y polietileno PN 12.5 Ø4".

Luego de analizar tres alternativas para ubicar la planta, se concluyó que la mejor alternativa es ubicar la Planta de Relleno Hidráulico en el NV-2375, debido a que la diferencia de cotas respecto al nivel más bajo de explotación es de 586 m. Adicional a esta ventaja, se cuenta con una tolva de gruesos, la cual se puede acondicionar como tolva de los agregados para el relleno hidráulico.

Considerando una densidad de pulpa de 1.90 kg/L, gravedad específica de 2.65 kg/L y tubería de conducción de Ø4", se espera alcanzar un caudal de 45 a 55 m³/hora.

En la evaluación económica se determinó que se requiere una inversión inicial de capital de \$ 273 692, con costo de operación mensual de \$ 27 690 y un ahorro anual por encima de \$ 450 000.

Los factores financieros calculados considerando un horizonte para el proyecto de tres años y una tasa de interés anual del 15 % son:

- VAN : \$ 105 477
- TIR : 40 %
- Beneficio/Costo : 1.61
- Recuperación de la Inversión : 1.59 = 2 años

De los factores financieros mostrados se puede concluir que el proyecto es rentable por lo tanto económicamente viable por lo que se realizó su construcción y aplicación.

INTRODUCCIÓN

A. Sustentación del Tema

El tema se sustenta en la posibilidad de disminuir los problemas de inestabilidad del macizo rocoso y con ello minimizar los riesgos de caída de rocas, estallido de rocas, así como los altos costos de producción generados por los problemas en el sostenimiento de las labores mineras. Con esta finalidad, se aplicarán los conocimientos de la mecánica de fluidos sobre transporte de fluidos con sólidos en suspensión; y lograr de esta manera saturar con relleno hidráulico todos los espacios vacíos generados por la explotación de mineral en la veta Jimena. Con esto gran parte del desmonte producto de las labores de avance retornaría como relleno a interior mina, disminuyendo el impacto ambiental generado por los grandes volúmenes que ocupan las desmonteras en superficie. Del mismo modo disminuiría el consumo de madera en el sostenimiento, contribuyendo del mismo modo con la conservación de bosques los cuales cada vez son más escasos.

B. Antecedentes

Con el método de explotación aplicado en la Veta Jimena en años anteriores se ha dejado pilares con alto contenido metálico de oro. El problema principal es la inestabilidad de estos pilares de mineral y de la masa rocosa adyacente a los pilares como consecuencia del tiempo de exposición de las áreas abiertas dejadas por el método inicial de minado que fue cámaras y pilares.

En el año 2005 se inició la recuperación de los pilares en los niveles 1867, 1870 y 1887. A medida que se minaban los pilares, casi en forma paralela

empezaron a incrementarse los relajamientos de roca con proyección y por ende la desestabilización cada vez más intensa de los niveles, sub niveles, chimeneas de acceso y los pilares mismos.

El sostenimiento que se coloca para acceder a los pilares son cuadros de madera, en los pilares mismos se combina cuadros, puntales y cribbing en función a la caracterización geomecánica estimada. Por ser un sostenimiento temporal, a medida que pasa el tiempo, y como la recuperación de los pilares es lenta, el sostenimiento de los accesos se va deteriorando o cediendo por los esfuerzos circundantes, lo cual implica tener que reforzar el sostenimiento de los accesos doblando nuevamente los cuadros. Todas estas tareas de sostenimiento implican incrementar recursos humanos y materiales, haciendo más lenta la recuperación de pilares y por ende eleva los costos de minado.

C. Planteamiento del Problema de Investigación

Nuestras operaciones se vienen desarrollando en torno al macizo rocoso con características geoestructurales que involucran cambios sustanciales en sus parámetros geomecánicos y su respuesta a la concentración de esfuerzos que luego de las excavaciones tienden a producirse redistribución de esfuerzos con la manifestación de liberación de energía en forma de relajamientos de la masa rocosa, los mismos que van desde rugidos hasta estallidos con proyección de fragmentos de roca, (ver [Figura N° 1](#)).

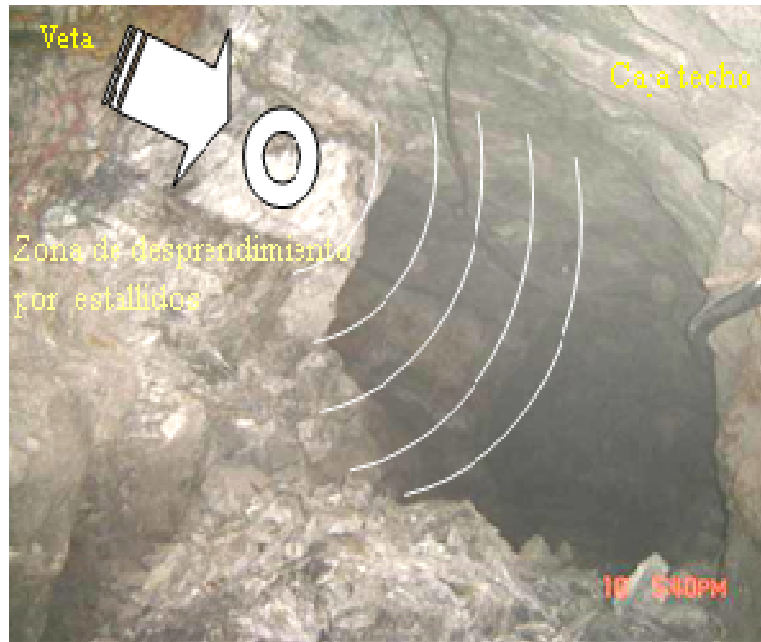


Figura N° 1: Labor afectada por estallido de roca

La liberación de esfuerzos por lo general se viene dando en los cambios de fase Roca / Veta, Roca I / Roca II generando micro sismos acompañado con desprendimientos de roca. La manifestación de las presiones también genera una deformación asociada a un desplazamiento de la caja techo en la dirección de buzamiento, (ver *Figura N° 2*).



Figura N° 2: Desplazamiento de caja techo

C.1. Determinación del Problema de Investigación

Con la finalidad de mantener la estabilidad de la roca en la recuperación de pilares, se han ejecutado una serie de análisis en el macizo rocoso considerando: calidad del macizo rocoso, tipo de sostenimiento, ancho de excavación, perforación y voladura.

La roca presenta diferentes tipos de discontinuidades como son: zonas de corte, diaclazas y fracturas, contactos litológicos, relleno de las discontinuidades, fallas, etc. Estos rasgos estructurales presentan un determinado comportamiento frente a las operaciones de minado.

Así mismo se efectúa el control de todos los factores que influyen en la estabilidad de la roca, como son:

C.1.1. Tipo de roca.- Se analiza en forma permanente las condiciones geomecánicas del terreno de acuerdo al avance en la recuperación de pilares mediante el mapeo geomecánico para lo cual se emplea tres sistemas de clasificación geomecánica:

- **El Índice de Resistencia Geológica GSI**, este sistema de clasificación toma en cuenta dos parámetros: la resistencia a la compresión y el número de fracturas.
- **El Sistema RMR de Bieniawski**, el cual se basa en seis parámetros: el RQD, la resistencia de la roca intacta, el espaciamiento entre familias de discontinuidades, la condición de las juntas, el agua subterránea y un factor de ajuste por la orientación y rumbo de las discontinuidades.
- **El Sistema Q de Barton**, basado en el RQD, número de familias de juntas, rugosidad de las juntas, alteración de las juntas, agua entre juntas y un factor de reducción por esfuerzos.

C.1.2. Secuencia de Excavación para la Recuperación de Pilares.- En base al análisis geomecánico se ha determinado realizar la recuperación en

retirada. Para cumplir con este objetivo se han cerrado los accesos principales con cribbing los mismos que han sido perturbados intensamente por eventos de estallido debido a los altos esfuerzos y a la roca de mala calidad. Luego se ha desarrollado una labor paralela que servirá como acceso principal para la recuperación de pilares.



Figura Nº 3: Esquema de la recuperación de pilares

La secuencia de minado se ha elegido con la finalidad de buscar la mayor estabilidad y seguridad del macizo rocoso, tal es así que el esquema de la recuperación de pilares ha sido planeado de tal manera que se pueda sostener las áreas abiertas.

Para realizar el planeamiento se tiene en cuenta la zonificación geomecánica de la mina, considerando la orientación de las estructuras, tipo de roca, fallas, corte. Gran parte de esta información se basa en registros Geotécnicos de los testigos de las perforaciones diamantinas (RQD), que se relaciona con los mapeos geomecánicos realizados en el terreno, (ver **Figura Nº 4**). Estos datos son vaciados en un Software (Vulcan), obteniendo como resultado el plano de zonificación con el cual determinamos el sostenimiento a ejecutar al recuperar los pilares, (ver **Figura Nº 5**).

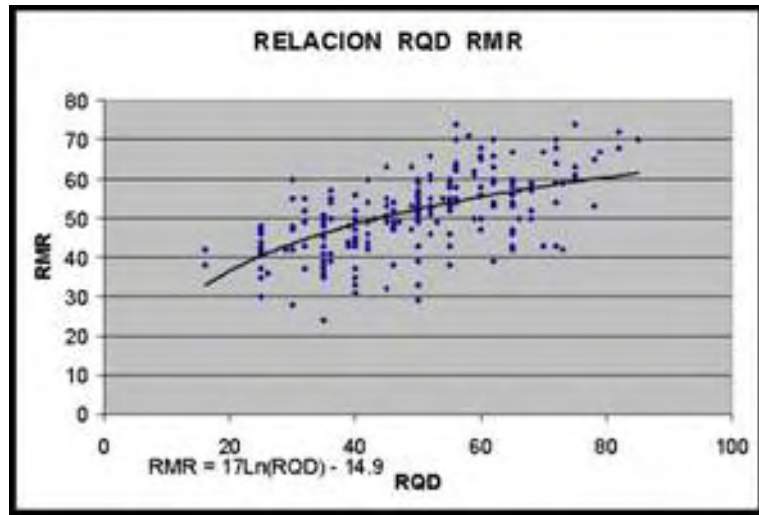
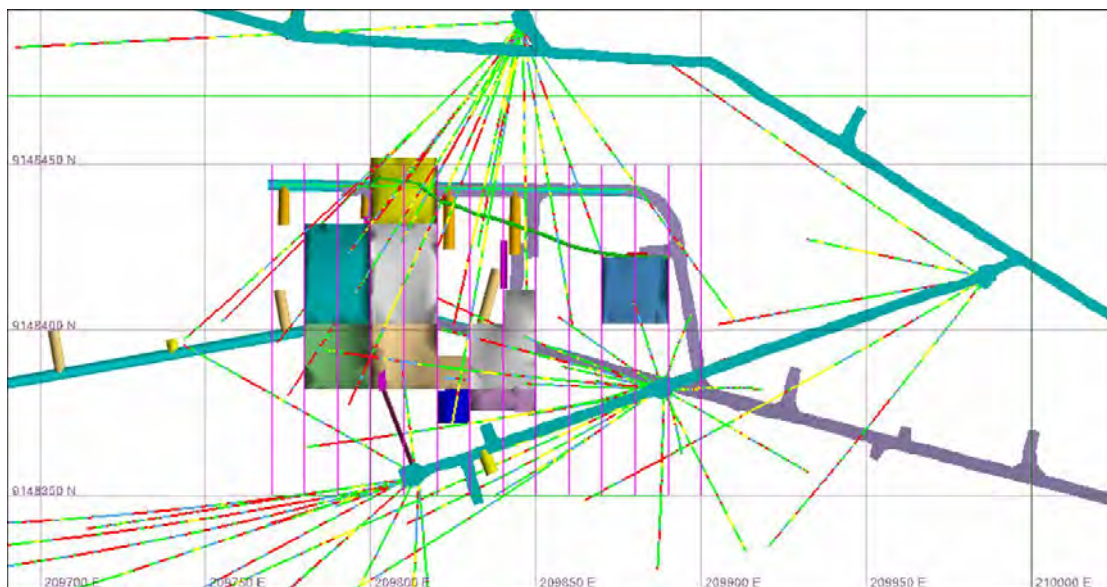


Figura N° 4: Relación entre RMR y RQD



COLOR	TIPO DE ROCA	MAX. ABERTURA	SOSTENIMIENTO EN LAB. TEMPORALES	SOSTENIMIENTO EN LAB. PERMANENTES
ROJO	MUY MALA	2.2	cuadros de madera	shotcrete, cimbras, cuadros de madera
VERDE	REGULAR	5.2	pernos sistemáticos	cuadros de madera, pernos sistemáticos
AMARILLO	BUENA	9.3	pernos puntuales	pernos y malla
ANARANJADO	MUY BUENA	>9.3	autosostenimiento	autosostenimiento

Figura N° 5: Zonificación geomecánica utilizando información de perforaciones diamantinas.

C.1.3. Controles de la estabilidad utilizando instrumentos.- Se realiza de diferentes formas:

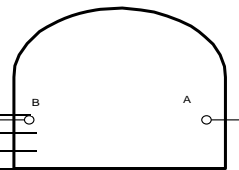
- Medición de la convergencia, utilizando el extensómetro de cinta con el que se realiza la medición de desplazamiento del terreno, (ver *Figura 6*).
- En forma visual, tomando nota de todos los cambios que se puedan observar.
- Haciendo uso del sismógrafo, que sirve para medir las vibraciones del terreno por efecto de la voladura, la finalidad es evaluar los daños al macizo rocoso y de esta manera hacer los ajustes necesarios en las técnicas de voladura.
- Pruebas de arranque en los pernos de roca utilizando gatas de tracción.

ESTACION DE CONVERGENCIA 6 (A-C)

CIA PODEROSA S.A.
MINA PAPAGAYO
UNIDAD NV. 1907
LABOR SN. 8175
ESTACION EST. 06

DATOS GEOMECANICOS
LITOLOGIA GRANODIORITA
GSI
Q
RMR
OBSERVACIONES

GRAFICO :



PTOS	FECHA	CONVERGENCIA mm	VELOCIDAD mm/tiempo	ACELERACION mm/tiempo ²	TEMP °C
A-C	4-8-06	0.000	0.000	0.000	20.0
A-C	6-8-06	-0.338	-0.169	-0.084	20.0
A-C	8-8-06	-0.190	0.074	0.121	20.0
A-C	10-8-06	-0.207	-0.009	-0.041	20.0
A-C	12-8-06	-1147.845	-573.819	-286.905	20.0
A-C	14-8-06	-1147.845	0.000	286.909	20.0
A-C	16-8-06	-1147.845	0.000	0.000	20.0
A-C	18-8-06	-1147.845	0.000	0.000	20.0
A-C	20-8-06	-1147.845	0.000	0.000	20.0
A-C	22-8-06	-1147.845	0.000	0.000	20.0
A-C	24-8-06	-1147.845	0.000	0.000	20.0
A-C	26-8-06	-1147.845	0.000	0.000	20.0
A-C	28-8-06	-1147.845	0.000	0.000	20.0
A-C	30-8-06	-1147.845	0.000	0.000	20.0

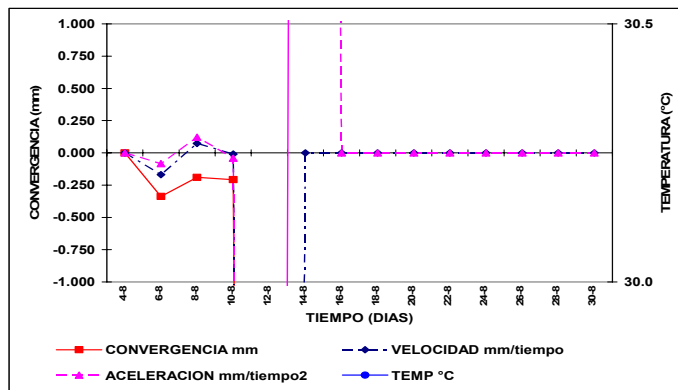


Figura N° 6: Extensometría en el SN 8175 - NV 1907.

El método de minado en las zonas que no se tiene pilares en Jimena, está establecido mediante franjas verticales en retirada de N a S, cuando se ha extraído la franja completa, se coloca puntales en línea con Jack pot o cuadros y cribbing con Jack pack que permite sostener el techo en forma activa. Como la madera es un soporte temporal, con el transcurso del tiempo, entre cuatro a seis meses, los elementos de sostenimiento colocados fallan y se produce una subsidencia del techo disturbando la zona del tajeo y las labores adyacentes.

C.2. Formulación del Problema de Investigación

¿Cómo disminuir el problema de inestabilidad de las labores de explotación de la Veta Jimena originado por los espacios vacíos dejados después de realizar el minado del mineral?

D. Formulación de Objetivos

D.1. Objetivo Central

Alcanzar mayor velocidad en el ciclo de minado y lograr una estabilidad permanente de las zonas explotadas.

D.2. Metas para Alcanzar este Objetivo

D.2.1. Demostrar la posibilidad de disponer de 120 m^3 de materiales adecuados para ser utilizados como agregados del relleno hidráulico.

D.2.2. Demostrar la factibilidad técnica de la aplicación de relleno hidráulico en la explotación de la Veta Jimena, esto es un ratio de alcance de relleno mayor a los 2000 m por gravedad, con un caudal de $40 \text{ m}^3/\text{hora}$, un 75 % en sólidos y una densidad de 1850 g/L como mínimo.

D.2.3. Demostrar la factibilidad económica del proyecto, obteniendo factores financieros positivos: VAN > 0, TIR >30%, Beneficio/Costo >1.5 y un periodo de recuperación del capital de 2 años.

E. Importancia del Tema en la Solución de los Problemas Concretos de la Sociedad, la Ciencia y la Tecnología

E.1. La Importancia Social

Las comunidades del entorno minero demandan cada vez con más fuerza que la minería ejecute proyectos con responsabilidad social y ambiental. En el caso de aplicar Relleno Hidráulico en Compañía Minera Poderosa S.A. se resalta las expectativas siguientes:

E.1.1. La disminución de material detrítico depositado en la superficie del entorno de la mina, mejorando la utilización del suelo como tierras de cultivo o áreas de pastoreo.

E.1.2. La disminución del material acumulado en las desmonteras minimiza el riesgo de que éste sea arrastrado por las aguas de las lluvias, evitando daños ecológicos.

E.1.3. Minimizar la utilización de madera como elementos de sostenimiento en la mina, contribuyendo de esta forma a la preservación de los bosques.

E.1.4. Crear la posibilidad de que la mina pueda aumentar su producción, al alcanzar una mejor rentabilidad, creando mayor número de puestos de trabajo.

E.2. La Importancia Científica y Tecnológica

En este aspecto la importancia radica en encontrar una mejor alternativa de disposición del desmonte producto de las labores de avance de mina, para la solución del problema de inestabilidad del macizo rocoso en la explotación del yacimiento mineral.

La aplicación de relleno hidráulico es de vital importancia porque permitirá acelerar el ciclo de minado, mayor recuperación de mineral, menor pérdida de finos, estabilidad permanente de las labores explotadas y reducir el consumo de madera como elementos de sostenimiento. Como consecuencia de esto se reducirá los costos de minado, se minimizará los accidentes por caída de rocas al tener labores más estables y se contribuirá con la preservación del medio ambiente al talar menor cantidad de árboles.

F. Carácter Novedoso del Proyecto y Originalidad

La aplicación de relleno hidráulico en la minería subterránea es bastante conocida. Por lo general como agregados se utiliza el relave o canteras de arena de superficie.

La originalidad de la presente tesis se encuentra en que se retornará al lugar de donde se extrajeron gran parte de los residuos sólidos extraídos de la mina; aproximadamente entre el 40% al 50% del desmonte proveniente de las labores de avance de la mina será utilizado como agregado del relleno hidráulico, retornando a la mina en forma de pulpa para rellenar los espacios vacíos producto de la explotación del yacimiento.

G. Formulación de la Hipótesis

G.1. Enunciado de la Hipótesis

Para minimizar los problemas de inestabilidad del macizo rocoso producto de los espacios vacíos dejados por la explotación del yacimiento, es

necesario rellenar dichas aberturas, para lo cual se aprovechará como agregado del relleno hidráulico el desmonte proveniente de la mina, consiguiendo al mismo tiempo reducir el impacto ambiental negativo producido por la acumulación de desmonte en superficie.

G.2. Identificación de Variables de la Hipótesis

D_{RH} = Disposición de $200 \text{ m}^3/\text{día}$ de relleno hidráulico utilizando en un 50% como agregados el desmonte proveniente de mina.

I_{MR} = Inestabilidad del macizo rocoso producto de las aberturas generadas por la extracción de 140 m^3 de mineral por día.

V_{EA} = Volumen de espacios abiertos.

G.3. Interpretación Matemática de la Hipótesis

$$I_{MR} < D_{RH}$$

$$I_{MR} > D_{RH}$$

Si: $D_{RH} = V_{EA}$

Entonces: $I_{MR} \approx 0$

CAPÍTULO I

1.0.0. GENERALIDADES DE COMPAÑÍA MINERA PODEROSA S.A.

1.1.0. UBICACIÓN Y ACCESO

Compañía Minera Poderosa S.A. se divide en dos unidades económicamente activas: UEA La Libertad y la UEA Poderosa de Trujillo. Para este trabajo se realizará una descripción de la UEA Poderosa de Trujillo ya que es en ésta donde se ubica la Mina Papagayo en donde se encuentra la Veta Jimena.

La Mina de Papagayo se ubica en el paraje de Papagayo - El Tingo, la misma que se sitúa en la margen derecha del río Marañón, distrito y provincia de Pataz, departamento de la Libertad.

Geográficamente se ubica en las coordenadas:

N : 9°14'17,514"

E : 77°07'210,485"

Altitud : Entre los 1467 a 2080 m.s.n.m.

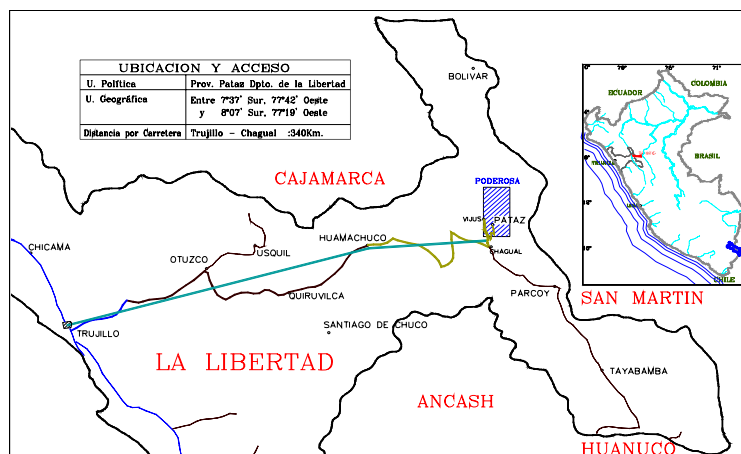


Figura N° 7: Ubicación de Compañía Minera Poderosa S.A.

La mina Papagayo es accesible desde la ciudad de Lima mediante:

Por vía aérea:

DE	A	Distancia (km)	Tiempo (hh:mm)	MEDIO
Lima	Trujillo	560	00:45	Avión
Trujillo	Chagual	300	00:42	Avioneta
Chagual	Mina	46	00:40	Camioneta
TOTAL		906	02:07	

Por vía terrestre:

DE	A	Distancia (km)	Tiempo (hh:mm)	MEDIO
Lima	Trujillo	560	08:00	Panamer.
Trujillo	Vijus	330	14:00	Trocha
Vijus	Mina	16	00:20	Trocha
TOTAL		906	22:20	

1.2.0. GEOLOGÍA

1.2.1. ESTRATIGRAFÍA

La columna estratigráfica de la zona de Pataz, muestra rocas que van desde el precámbrico hasta el cuaternario, este último poco desarrollado en la zona. Como parte de la columna estratigráfica tenemos:

- a. **Complejo Maraón:** Secuencia estratigráfica de aproximadamente **2000 m** de potencia conformado por filitas y metavolcánicos. Su edad se atribuye al precámbrico.
- b. **Rocas Intrusivas:** Lo constituye el batolito de Pataz, de forma alargada y lenticular de **80 km** de largo, con una orientación **N 20° – 30° W** y que alberga a las estructuras mineralizadas de la región.

c. **Cuaternario:** Conformado por depósitos aluviales, pie de monte y fluvioglaciales, observando por encima de los **3500 m.s.n.m.** depósitos morrénicos.

1.2.2. ESTRUCTURAS MINERALIZADAS

La mina Papagayo aloja distintas vetas: Mercedes, Jimena, Carmela, Huayos, etc. Actualmente en mina Papagayo se está explotando la veta Jimena la cual se describe a continuación:

a. Veta Jimena

La veta Jimena tiene una orientación promedio de **N820° N880°**, con buzamientos desde **25°** hasta la horizontal NE, la extensión en el rumbo es de **450 m** y en el plunge es de **550 m**, la potencia varia de unos centímetros hasta **3 m** con un promedio de **1.04 m** y **34.34 g Au/TM** (el valor errático más alto reportado es de **5305.32 g Au/TM** para una potencia de **0.68 m**). La alteración típica y predominante es la fílica con bordura externa propilítica.

b. Litología de la Veta Jimena:

La litología predominante es granodiorita y monzogranito, los ore shoots muestran una geometría irregular elíptica. Los valores más altos se encuentran cuando la superficie de la veta muestra asperidades así como en las intersecciones de fracturas con azimuth **115°** con **45°**, si bien, gran parte coincide con los valles también ocurre en los picos. Es claro que la relación potencia-ley no es directa, ya que si bien gran parte de las mayores espesores se encuentran al interior del ore shoot, muchas otras zonas muestran potencias altas con valores bajos de oro. Sobre el nivel 1987 hasta el nivel 2017 el control para el emplazamiento del ore shoot es la variación del buzamiento de alto a bajo las que forman domos de extensión, el mismo comportamiento es observado en la zona inferior del ore shoot entre los

niveles 1897 a 1940, mientras que hacia el norte donde el buzamiento es más regular está controlado por el cambio de rumbo. Ocurre que esta anomalía está ligada a fallas secantes de dirección 115° que corresponderían al sistema de La Brava con estructuras subverticales de dirección 45° . De los dos grandes clavos observados el inferior (J1) posee una ley promedio de 48.70 g Au/TM para una potencia de 1.16 m y el superior (J2) con una potencia de 1.08 m de 31.44 g Au/TM como ley promedio.

1.2.3. TIPO DE YACIMIENTO

Las vetas que se encuentran en Papagayo son de tipo filoneano, con concentraciones mineralógicas de pirita aurífera a modo de clavos y cuyo origen se atribuye a procesos hidrotermales pos magmáticos y asociados al emplazamiento del batolito de Pataz.

1.2.4. MINERALOGÍA

El ensamble mineralógico lo constituye una asociación típica mesotermal de cuarzo-pirita-oro. Este último se le observa como electrum y libre, relleno de las fracturas y contactos de la galena-pirita. A parte de los minerales indicados también son reconocidos minerales como: Arsenopirita, Calcopirita, Pirrotita, etc.

1.2.5. RESERVAS AL 01 DE DICIEMBRE DEL 2006

Las reservas probadas, probables y recursos hacen un total 771244 TM con una ley de 12.78 g Au/TM .

1.3.0. MINA

1.3.1. AVANCES

Las labores de avance en la mina Papagayo son principalmente: cruceros, chimeneas, galerías, sub-niveles y rampas.

Para la ejecución de estas labores se utiliza equipos de perforación convencional como perforadoras Jackleg, equipos de limpieza y extracción tanto convencionales como trackless como son: winches, palas neumáticas, carros mineros U35, locomotoras a batería y con línea trolley, scoops y dumpers.

Veta	Nivel	AVANCES CONVENCIONAL				AVANCES TRAKLES			
		TMB/PP	TMB/Kg	TMB/TAR	m/disp	TMB/PP	TMB/Kg	TMB/TAR	m/disp
CHOLOQUE	TOTAL	0.24	1.17	3.06	1.84				
CONSUELO	TOTAL	0.30	0.89	3.26	1.66	0.27	1.09	5.94	2.06
JIMENA	TOTAL	0.24	1.39	3.49	1.62	0.20	0.81	6.70	2.52
KAROLA	TOTAL	0.23	0.93	3.22	1.60				
Promedio		0.25	1.09	3.26	1.68	0.23	0.95	6.32	2.29

Cuadro N° 1. Índices de gestión obtenidos en los avances durante el año 2006.

1.3.2. MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN

Las variaciones en su geometría mineralizada especialmente en ley, potencia, rumbo, buzamiento que varía de 10 a 20 grados y la estabilidad de la roca encajonante, son las características que se ha tenido en cuenta para la elección del método de explotación.

La explotación del mineral de la veta Jimena en un inicio se realizó aplicando el Método de Cámaras y Pilares. Actualmente se está recuperando los pilares de mineral dejados en la primera etapa de la explotación; en las zonas vírgenes el mineral es explotado aplicando el método de franjas verticales en retirada.

a. Recuperación de Pilares.- Los pilares de mineral a recuperar de la Veta Jimena están dispuestos de forma irregular, la masa rocosa encajonante y el mismo pilar de mineral están estructuralmente perturbados debido a las áreas abiertas sin sostener y por el tiempo de exposición (mayor a dos años). Para acceder a recuperar los pilares de mineral en estas condiciones es necesario construir un nuevo acceso paralelo al acceso anterior, este nuevo acceso es reforzado con cuadros. Al llegar al pilar a recuperar se construye una nueva chimenea paralela a la chimenea limitante del pilar; una vez concluida la chimenea se inicia el minado del pilar mediante franjas verticales en retirada. A medida que se avanza el minado en retirada se va colocando puntales con Jack pot o cuadros de madera, dependiendo de la evaluación geomecánica previa, y cribbing en la zona minada.

b. Franjas Verticales (Short Wall).- Se acumula taladros a lo largo de una franja en la dirección del buzamiento de la veta, para luego hacer una voladura masiva, el sostenimiento se realiza colocando puntales con Jack pot, cuadros, relleno detrítico y cribbing. Este método de explotación se realiza en retirada, de N a S.

Actualmente se está explotando mediante franjas verticales en retirada los tajos ubicados entre los niveles 1827 y 1847 de la Rampa Marga. Los tajos que se encuentran entre los niveles 1815 y 1867 de la Rampa Mónica (+) se encuentran en preparación para ser explotados por franjas verticales y corte y relleno ascendente, aplicando relleno hidráulico.

En el cuadro siguiente se resume los índices de gestión de las labores de explotación durante el año 2006:

		TAJOS		
Veta	Nivel	TMB/PP	TMB/KLS	TMB/TAR
CHOLOQUE	TOTAL	0.41	2.73	2.74
CONSUELO	TOTAL	0.47	3.59	5.96
JIMENA	TOTAL	0.57	3.28	3.48
KAROLA	TOTAL	0.22	2.17	0.77
Promedio		0.42	2.94	3.24

Cuadro N° 2. Índices de gestión obtenidos en los tajeos en el año 2006.

1.3.3. DESVENTAJAS DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN ACTUAL

Las desventajas del método de explotación actual, tanto en la recuperación de pilares como en la explotación por franjas verticales se puede resumir en:

- Lentitud en el ciclo de minado debido al tipo de sostenimiento, como son puntales, cuadros y cribbing, ya que el traslado de la madera hasta los tajeos involucra tiempo, tareas y horas de equipos.
- Alto costo en sostenimiento, debido al elevado consumo de madera.
- Problemas de inestabilidad del macizo rocoso como consecuencia de colocar un sostenimiento temporal como es la madera.
- Bajos rendimientos en toneladas por tarea, esto se da por la utilización de mano de obra en la colocación de elementos de sostenimiento con madera.

En el cuadro siguiente se puede observar los costos actuales de las distintas labores de explotación y comparar con una simulación de un tajeo con relleno hidráulico (TJ 8425):

	DESCRIPCION	NIVEL	1937	1907	1887	1887	1847	1840	1840	1840	1827	1827	1827	PROMEDIO
		LABOR	TJ-8060	TJ-8250A	TJ-8320A	TJ-8320B	TJ-8415	TJ-8430	TJ-8415	TJ-8425	TJ-8490A	TJ-8490B	TJ-8490C	
		UNIDAD / METODO	FVR	FVR	FVR	FVR	FVR	FVR	FVR	CRA	FVR	FVR	FVR	
CARACTERISTICAS														
Potencia de veta	m	1.40	1.20	0.50	1.30	1.20	3.00	1.80	1.00	1.20	1.50	1.60	1.43	
Ancho de Minado	m	2.00	2.00	2.00	2.30	2.50	5.00	2.50	1.50	2.00	2.00	2.00	2.35	
Ancho de Labor	m	2.00	2.00	2.00	2.30	2.50	5.00	2.50	1.50	2.00	2.00	2.00	2.35	
Ley sin diluir	g Au/ton	14.00	14.71	45.00	45.00	50.00	24.00	25.00	14.00	45.00	35.00	33.00	31.34	
Ley Diluida	g Au/ton	9.80	8.83	11.25	25.43	24.00	14.40	18.00	9.33	27.00	26.25	26.40	18.24	
Dilución	%	30.00%	40.00%	75.00%	43.48%	52.00%	40.00%	28.00%	33.33%	40.00%	25.00%	20.00%	38.80%	
Contenido fino por corte	oz Au	34.84	65.38	33.33	173.33	44.44	426.67	100.00	55.72	120.00	217.78	195.56	133.37	
Hombres-gdia	tareas/gdia	2	2	2	2	3	3	2	2	3	3	3	2.45	
Longitud de corte	m	12.00	25.00	10.00	20.00	5.00	40.00	15.00	29.00	15.00	28.00	25.00	20.36	
Precio de oro (21/11/06)	\$ / oz	592.80	592.80	592.80	592.80	592.80	592.80	592.80	592.80	592.80	592.80	592.80	592.80	
Valor bruto del mineral	\$ / ton	168.10	151.39	192.97	436.28	411.67	247.00	308.75	160.10	463.13	450.27	452.84	312.96	
Costo de producción	\$ / TMT	99.38	99.38	99.38	99.38	99.38	99.38	99.38	99.38	99.38	99.38	99.38	99.38	
Valor neto del mineral	\$ / ton	68.72	52.01	93.59	336.90	312.29	147.62	209.37	60.72	363.75	350.89	353.46	213.58	
Costo de minado	\$ / ton	13.16	12.71	14.85	14.01	11.72	14.80	12.71	10.66	15.00	15.00	17.88	13.86	
PERFORACIÓN	\$ / ton	1.14	1.14	1.14	1.14	1.14	1.14	1.14	1.03	1.14	1.14	1.14	1.13	
VOLADURA	\$ / ton	0.82	0.82	0.82	0.82	0.85	0.83	0.81	0.83	0.86	0.86	0.86	0.83	
LIMPIEZA	\$ / ton	0.98	1.17	0.98	0.98	1.17	2.35	1.17	0.98	1.17	1.17	1.17	1.21	
SOSTENIMIENTO	\$ / ton	6.36	6.36	6.36	5.53	4.20	6.10	5.08	1.83	5.15	5.15	7.81	5.99	
RELLENO DETRÍTICO	\$ / ton													
RELLENO HIDRÁULICO	\$ / ton								2.77				1.79	
CARGUÍO / ACARREO (scoop)	\$ / ton	1.97	0.70	3.04	3.04	1.51	1.16	1.27		3.83	3.83	4.06	2.44	
EXTRACCIÓN (dumper+locom.)	\$ / ton	1.89	2.51	2.51	2.51	2.84	3.22	3.22	3.22	2.84	2.84	2.84	2.77	
INDICADORES														
INDICES DE GESTION														
AJUSTE DE RECURSOS														

Quadro Nº 3: Resumen de costos de los tajos de la veta /lmena.

Como se puede observar con el sistema actual los costos de sostenimiento son en promedio **5.99 \$/TM**, simulando la aplicación de relleno hidráulico en el **T/ 8425** (sombreado de amarillo), el costo de sostenimiento disminuye a **1.83 \$/TM**, esto es básicamente al utilizar menos madera y por ende mayor velocidad en el ciclo de minado.

1.4.0. PLANTA DE BENEFICIO

Compañía Minera Poderosa S.A. cuenta con dos plantas de beneficio: Planta Marañón y la Planta de Santa María.

1.4.1. PLANTA MARAÑÓN

La planta Marañón está ubicada en el anexo de Vijus, distrito y provincia de Pataz, tiene una capacidad instalada de **800 TMS/día**, pero actualmente trabaja con **600 TMS/día**. Está formada por tres etapas: cianuración, refinación y neutralización. El proceso de recuperación del oro es por el método de Merrill Crown con polvo de Zinc.

1.4.2. PLANTA SANTA MARÍA

La planta Santa María está ubicada en el anexo del mismo nombre en el distrito y provincia de Pataz, tiene una capacidad de **240 TMS/día**. El proceso de recuperación del oro también es con polvo de zinc, Merrill Crown. El precipitado es cosechado y enviado a la refinería de la planta Marañón

CAPÍTULO II

2.0.0. ASPECTO CONCEPTUAL DEL RELLENO HIDRÁULICO

2.1.0. GENERALIDADES

El relleno hidráulico se aplicó por primera vez el año 1864 en la mina Shenandoah en Pennsylvania, Estados Unidos, como control de la subsidencia, posteriormente se fue mecanizando y optimizando su uso en la explotación en la minería subterránea. En el Perú se aplicó relleno hidráulico en el año 1937 en la mina Lourdes de Cerro de Pasco con la finalidad de controlar incendios, implementándose luego al ciclo de minado.

Se define como relleno hidráulico al material que es transportado en forma de pulpa por tuberías¹. En su mayoría el material es el relave de planta concentradora, pero también se utiliza arenas glaciares y otros materiales granulares que se encuentra en la naturaleza.

El relleno hidráulico tiene las siguientes aplicaciones:

- Proveer una plataforma de trabajo.
- Evitar el movimiento y caída de las rocas.
- Facilitar la recuperación de pilares.
- Evitar o minimizar la subsidencia.
- Estabilizar el macizo rocoso en las minas, reduciendo la posibilidad de estallidos de roca.
- Controlar y prevenir incendios en las minas.

¹ MEZA POVIS, EMILIO JOSUÉ, 1978. *“Proyecto de Optimización y Ampliación del Sistema de Relleno Hidráulico en la Compañía Minera Huampar S.A.”*. Lima-Perú.

- Minimizar la deposición de relaves o material rocoso en superficie ayudado al control ambiental.

2.1.1. VENTAJAS DEL RELLENO HIDRÁULICO

- Cuando se utiliza relave de una planta concentradora el costo de la obtención del material es cero, ya que la planta cubre los costos de reducción de tamaño del material.
- Cuando se utiliza el material detrítico producto de las labores de preparación y desarrollo se contribuye a maximizar la vida útil de las desmontaras y asimismo se minimiza el impacto ambiental.
- El transporte en tuberías es mucho más económico, eficiente y rápido que con otro tipo de transporte.
- Al depositarse el relleno en el tajo en forma de pulpa tiende a buscar su nivel en forma natural, eliminando así la necesidad de utilizar recursos adicionales para esparcirlo manual o mecánicamente.
- El relleno hidráulico por la granulometría del material que es de fácil control permite una alta resistencia al movimiento de las cajas.
- El relleno hidráulico permite aumentar la eficiencia y productividad en los tajos debido a la disminución del consumo de madera y a la reducción del costo de minado por la versatilidad que brinda.

2.1.2. DESVENTAJAS DEL RELLENO HIDRÁULICO

- El sistema de relleno hidráulico requiere una alta inversión de capital, para lo cual es necesario tener un sustento financiero de aplicabilidad.
- La introducción de agua en el relleno a la mina es un problema si el drenaje se realiza por bombeo.
- Cuando se utiliza material con contenidos altos de pirita o pirrotita, al oxidarse estos sulfuros se produce una reacción exotérmica lo cual eleva la temperatura y produce anhídrido sulfuroso.

- En el agua de drenaje del relleno siempre arrastra cierta cantidad de finos los cuales se depositan en los niveles inferiores de las labores rellenadas.

2.2.0. PULPA

Se define como pulpa a la mezcla constituida por una fase sólida y una líquida, donde la fase líquida transporta a la sólida en suspensión.

2.2.1. PULPA HOMOGÉNEA

Este tipo de pulpa se comporta como un fluido plástico de Bingham, es decir que las propiedades del agua se afectan por la presencia de los sólidos, por ejemplo las arcillas.

2.2.2. PULPA HETEROGÉNEA

Los relaves, arenas, concentrados de minerales se comportan como mezclas, ya que el líquido y los sólidos se comportan independientemente, denominándose al conjunto sólido-líquido, mezcla o pulpa heterogénea.

2.3.0. CARACTERÍSTICAS DEL MATERIAL A TRANSPORTAR

Las características más importantes de los sólidos que influyen en su transporte son:

2.3.1. GRAVEDAD ESPECÍFICA DE LOS SÓLIDOS

Es la relación entre el peso específico del sólido y el peso específico del agua. Por ejemplo los sólidos que con mayor frecuencia se transporta son:

MATERIAL SÓLIDO	GRAVEDAD ESPECÍFICA
Asfalto	1.05
Carbón	1.40
Fosfatos	2.70
Caliza	2.70
Concentrado de cobre	4.30
Mineral de hierro	4.90

Cuadro N° 4: Gravedad de específica de materiales sólidos.

2.3.2. TAMAÑO MÁXIMO DE LAS PARTÍCULAS

Debido a que las partículas de mayor tamaño tienden a sedimentarse más rápido que las partículas menores, es necesario conocer el tamaño máximo de las partículas sólidas para así determinar la velocidad máxima de sedimentación que tendrán.

SÓLIDO	TAMAÑO MÁXIMO (mm)	MALLA
Asfalto	4.76	4
Carbón	2.38	8
Caliza	0.30	48
Concentrado de cobre	0.21	65
Concentrado de hierro	0.15	100

Cuadro N° 5: Valores recomendados de tamaño máximo de partículas sólidas en una pulpa.

2.3.3. DUREZA DE LOS SÓLIDOS

Esta característica determina el tipo y material del equipo a utilizarse en su transporte. En la tabla siguiente se da el grado de dureza de materiales sólidos según la escala de Mohs.

MATERIAL	ESCALA MOHS
Carbón (malla 30)	1 (talco)
Lignito	2 (yeso)
Caliza	3 (calcita)
Carbón (malla 16)	4 (fluorita)
Magnetita	5 (apatito)
Concentrado de cobre	6 (ortosa)
Fosfatos	7 (cuarzo)
Pirita	8 (topacio)
Calcopirita	9 (corindón)

Cuadro N° 6: Escala de Mohs de la dureza de los materiales sólidos.

La abrasividad del material sólido tiene una relación directa con la escala de Mohs:

ESCALA MOHS	ABRASIVIDAD
1 - 3	No abrasivo
3	Ligeramente abrasivo
4 – 6	Medianamente abrasivo
7 – 9	Altamente abrasivo

Cuadro N° 7: Relación entre la escala de Mohs y la abrasividad.

2.3.4. PROPIEDADES FÍSICAS Y MECÁNICAS DEL RELLENO HIDRÁULICO

a. POROSIDAD (n)

Es la relación entre el volumen de vacíos y el volumen total del material. Si la porosidad se expresa en porcentaje (%), se denomina porcentaje de vacíos.

$$n = V_v / V_t$$

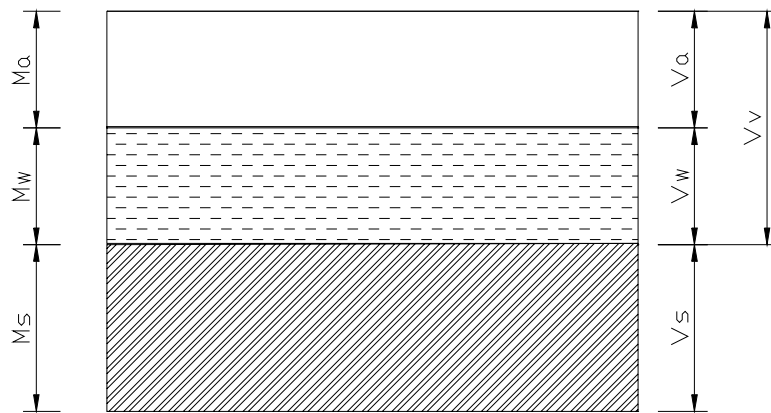


Figura N° 8: Fases sólidas, líquidas y gaseosas en el material de relleno.

Donde:

M_a = masa de aire

M_w = masa de agua

M_s = masa de sólidos

V_a = volumen de aire

V_w = volumen de agua

V_s = volumen de sólidos

V_v = volumen de vacíos

V_t = volumen total

b. RELACIÓN DE VACÍOS (e)

Está dada por la siguiente expresión:

$$e = V_v / V_s$$

Donde los valores de " e ", para los rellenos hidráulicos por lo general varían entre los valores que se muestran en la tabla siguiente:

RELLENO	e
Arenosos	0.6 – 0.9
Areno-arcillosos	0.8 – 1.6
Arcillosos	1.5 – 2.5

Cuadro N° 8: Relación de vacíos de tipos de relleno.

- **Relación de Vacíos Máxima (e_{max})**

Se expresa mediante la siguiente relación:

$$e_{max} = \left(\frac{S_s}{D_{min}} \right) - 1$$

Donde:

S_s = Gravedad específica de los sólidos (TM/m^3)

D_{min} = Densidad mínima (TM/m^3)

- **Relación de Vacíos Mínima (e_{min})**

Se calcula con la siguiente ecuación:

$$e_{min} = \left(\frac{S_s}{D_{max}} \right) (1 + w) - 1$$

Donde:

S_s = Gravedad específica de los sólidos (TM/m^3)

D_{max} = Densidad máxima (TM/m^3)

w = Porcentaje de humedad con la que se determina la densidad máxima.

c. CONTENIDO DE HUMEDAD (w)

Expresado por:

$$w = \left(\frac{M_w}{M_s} \right) \times 100$$

Donde:

M_w = masa de agua

M_s = masa de sólidos

d. GRADO DE SATURACIÓN (S_r)

Definido por:

$$S_r = \left(\frac{V_w}{V_v} \right) \times 100$$

Para las arenas se tiene la siguiente clasificación por su contenido de humedad:

CONDICIÓN DE ARENA	w (%)
Seca	0
Ligeramente húmeda	1 – 25
Húmeda	26 – 50
Muy húmeda	51 – 75
Mojada	76 – 99
Saturada	100

Cuadro N° 9: Clasificación de las arenas según su humedad.

e. COHESIÓN (c)

Es la atracción existente entre las partículas de un suelo, originada por las fuerzas moleculares y las películas de agua. La cohesión de un relleno variará si cambia su contenido de humedad, en las arenas la cohesión es prácticamente nula.

f. FRICCIÓN INTERNA (ϕ)

Es la resistencia al deslizamiento debido a la fricción que hay entre las superficies de contacto de las partículas. Depende de la granulometría del material, de la forma de las partículas y de su densidad. En caso del material fino, se tendrá una fricción interna baja. En caso de arenas el ángulo de fricción interno es alrededor de 30° .

MATERIAL	CONDICIÓN SUELTA	CONDICIÓN DENSA
Arenas y gravas	$33^\circ - 36^\circ$	$45^\circ - 47^\circ$
Arenas medias	$30^\circ - 33^\circ$	$40^\circ - 45^\circ$
Arenas finas	$26^\circ - 30^\circ$	$32^\circ - 38^\circ$
Arenas limosas (muy finas)	$25^\circ - 30^\circ$	$30^\circ - 35^\circ$

Cuadro N° 10: Fricción interna de diversos materiales.

2.3.5. ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO

Determina la distribución del tamaño de las partículas o granos que constituyen un material. Esta distribución se analiza en base a su porcentaje de su peso total.

La fracción muy gruesa consiste de fragmentos de rocas compuestas de uno o más minerales, pudiendo estas ser angulares, redondeados o planos. Pueden ser frescos o mostrar signos de alteración, resistentes o deleznales. Esta fracción recibe el nombre genérico de grava.

En las fracciones finas y muy finas, cada grado está constituido de un solo mineral. Las partículas pueden tener formas angulares, tubulares o escamas, pero nunca redondeadas.

A continuación se presenta los rangos de tamaño en que varían las partículas:

MATERIAL	TAMAÑO	
	DESDE	HASTA
Finas		0.075 mm
Arenas	0.075 mm	0.085 mm
Gruesos	0.085 mm	5 mm

Cuadro N° 11. Rango de tamaño de partículas de los materiales.

2.3.6. DIAMETRO EFECTIVO (D_{10})

Es el tamaño de las partículas que corresponden al 10% del producto más fino.

2.3.7. COEFICIENTE DE UNIFORMIDAD (C_u)

Se define como la razón del diámetro de partícula mas grande que se encuentra en el 60% de fracción acumulativa (-) del material, al diámetro de la partícula de mayor tamaño presente en el 10% de la fracción acumulativa (-) del material². Se calcula dividiendo el D_{60} entre el D_{10} del material.

$$C_u = D_{60} / D_{10}$$

Estadísticamente se ha determinado que un $C_u = 5$ es lo más conveniente para relleno hidráulico. Un C_u mayor de 5 indica la presencia de gran cantidad de partículas finas, lo cual impide una adecuada percolación del agua.

Si el C_u es menor de 5, se tendrá una baja concentración de partículas finas en el material, produciendo una mayor percolación del agua con una tendencia a producir el fenómeno de “embudo”.

2.3.8. VELOCIDAD DE PERCOLACIÓN ($V.P.$)

Es una medida de la velocidad con el que el agua pasa a través del material de relleno. Teóricamente se puede calcular con la siguiente expresión:

$$V.P. = \left(D_{10} \times \frac{6}{100} \right)^2$$

Donde:

$V.P.$: se expresa en cm/h

D_{10} : se expresa en micrones (μm)

² BELTRAN C., WILFREDO., “Estudio Experimental de Relleno Hidráulico en la Mina Atacocha”. Perú.

Estadísticamente se ha comprobado que una $V.P. = 10 \text{ cm/h}$ es la más adecuada para un relleno hidráulico. Un relleno con una $V.P.$ menor a 3 cm/h demoraría mucho tiempo para eliminar agua y por lo tanto tardará en permitir el reingreso del personal al tajo. Por otro lado un relleno con una $V.P.$ mayor a 20 cm/h puede causar el fenómeno “embudo”, además de permitir la pérdida de una cantidad considerable de relleno hacia las galerías.

2.3.9. COMPORTAMIENTO MECÁNICO DEL RELLENO³

Para observar el comportamiento mecánico del relleno se deberá considerar los siguientes parámetros:

- 1) **Densidad Relativa (D_r).**- Expresa el estado de compactación de relleno arenoso y está definida por la siguiente ecuación:

$$D_r = \frac{e_{max} - e}{e_{max} - e_{min}}$$

También se puede expresar en función de densidades:

$$D_r = \frac{\rho_{max}(e - e_{min})}{e(\rho_{max} - \rho_{min})}$$

Donde:

- e_{max} : relación de vacíos del relleno en su estado mas suelto, estable.
- e_{min} : relación de vacíos en el estado mas denso que puede obtenerse en laboratorio.
- e : relación de .
- ρ_{max} : densidad máxima.

³ MEZA POVIS, EMILIO JOSUÉ, 1978. “Proyecto de Optimización y Ampliación del Sistema de Relleno Hidráulico en la Compañía Minera Huampar S.A.”. Lima-Perú.

ρ_{min} : densidad mínima.

ρ : densidad del relleno.

La densidad relativa del relleno está en función de tres factores principales: forma de los granos, granulometría y la manera de depositarse:

- a. Los rellenos constituidos por partículas con formas angulares tienden a tener una densidad relativa baja y son susceptibles a un fuerte reordenamiento y reducción de volumen.
- b. La granulometría es el factor de mayor influencia en la densidad relativa, lo ideal es que el material sea bien graduado, de tal manera que se reduzca los vacíos al mínimo.
- c. La manera de depositarse el relleno hidráulico influye también en la densidad relativa del mismo. La deposición del relleno en un solo punto permite que a cierta distancia las partículas sólidas se sedimenten en un ambiente calmo y sin perturbación. Una manera de esta sedimentación permite que los granos se acomoden en forma de arcos o bóvedas naturales, los cuales ante una presión o vibración tienden a reordenarse y ocupan más eficientemente los espacios.

Para impedir la formación de bóvedas se recomienda depositar el relleno en varios puntos del tajo y evitar así la sedimentación imperturbada.

Si bien una alta densidad relativa es conveniente para el propósito de contrarrestar el movimiento de las cajas, ésta se logra a expensas de algunas propiedades dependientes.

- El volumen del tajo relleno con una tonelada de relleno disminuye.

- Si aumenta la densidad relativa disminuye la percolación, ya que disminuye el área de los conductos por donde percola el agua, esto se puede terminar con la expresión siguiente:

$$\frac{V.P._{(1)}}{V.P._{(2)}} = \frac{e^2_{(1)}}{e^2_{(2)}}$$

- La cantidad de agentes cementantes (cuando se usan), es menor, pues con un contacto más íntimo entre la partículas se requerirá menor cemento para adherir una con otra.
- Si el aumento de la densidad relativa se obtiene mediante la regulación de la granulometría, el coeficiente de uniformidad también aumenta.

En resumen, la mejora de ciertas propiedades puede implicar otras, por lo que existe una densidad relativa óptima con la cual se obtiene una combinación óptima de propiedades.

2) Efecto del Agua en el Relleno Hidráulico.- El agua puede presentarse en el relleno hidráulico en dos formas:

- a. En forma de partículas alrededor de los granos.
- b. Ocupando parte o todos los vacíos entre los granos del material.

Si los vacíos están completamente llenos con agua, el relleno está saturado y la mezcla se dice que es continua, si los vacíos están parcialmente llenos, la mezcla es discontinua formando cuñas de agua entre los granos adyacentes y películas de mezcla alrededor de ellas.

Muchos de los rellenos hidráulicos probablemente desarrollen superficies capilares, al menos temporalmente. Estas superficies pueden ser engañosas ya que las tensiones capilares tienden a consolidar la superficie del relleno, haciendo que el relleno parezca mas firme de lo que es en profundidad.

3) Presión Neutra (U_w) y Presión Efectiva (\bar{P}).- Una arena suelta ya saturada bajo carga, en la que no se permite el drenaje, desarrolla presiones entre grano y grano y una presión neutra en el agua dentro de los poros, es decir:

$$\bar{P} = P - U_w$$

Donde:

\bar{P} = presión efectiva (grano a grano)
 P = presión total
 U_w = presión en el agua de los poros

Cuando U_w es iguala a la presión total, la presión efectiva es igual a cero. En términos de fallamiento:

$$\bar{\sigma} = \sigma - U_w$$

Donde:

$\bar{\sigma}$ = tensión efectiva grano a grano al momento de fallar.
 σ = tensión normal en el plano de falla.

Por lo tanto, a medida que U_w tiende a σ , $\bar{\sigma}$ tiende a cero. Debido a que la tensión efectiva al momento de fallar, la tensión de corte también tiende a cero. Entonces, la arena se vuelve inestable y puede licuarse. En un tajo relleno, esta condición puede darse por efectos de voladura en rellenos sueltos saturados.

- 4) Consolidación.-** Es el cambio de volumen de una carga constante a medida que transcurre el tiempo. Se diferencia de la compresión, en que en ésta hay un cambio de volumen debido a un incremento de carga.

El relleno tiende a consolidarse bajo cargas estáticas, tales como las que ocurren cuando el tajeo tiende a cerrarse. Esta consolidación inicial puede ser muy grande en rellenos sueltos, mientras que en rellenos densos tienen menor tendencia a consolidarse bajo cargas estáticas. Después de una consolidación inicial ocurre una consolidación secundaria más lenta tanto en rellenos sueltos como en densos.

- 5) Compactación.-** Es la densificación artificial de los suelos. Los materiales cohesivos se compactan mejor bajo cargas dinámicas. La eficiente compactación de estos materiales a su máxima densidad está en muchos casos, en relación al contenido de agua del material. La cantidad de agua presente debe ser suficiente como para lubricar las partículas; un exceso de agua llenará los vacíos y creará tensiones neutras positivas en el suelo, reduciendo así su densificación.

En materiales no cohesivos, como muchos rellenos, no se llega generalmente a su máxima densidad mediante la aplicación de cargas estáticas o dinámicas, siendo necesario el uso de vibradores.

- 6) Cementación.-** La cementación de los rellenos hidráulicos pueden tomar muchos años, dependiendo principalmente de la composición química del relleno.

Los rellenos provenientes de relaves pobres en sulfuros muestran un grado de cementación baja. En realidad la cementación ocurre en estos rellenos, en un periodo corto de tiempo, pero las altas temperaturas debido a las oxidaciones son una desventaja para la cementación.

- 7) **Compresibilidad.-** Los rellenos hidráulicos son los menos compresibles de todos los rellenos usados como soporte en minería subterránea. Rara vez se comprimen más del 20%, variando generalmente entre 5% y 10%.

La resistencia del relleno no se desarrolla hasta que el contenido de agua ha sido reducido de un semifluido a una condición consolidada.

MATERIAL CONFINADO IMPEDIDO A MOVERSE LATERALMENTE	TONELADAS NETAS POR m ² PARA PRODUCIR UNA COMPRESION DE:					CARGA Y COMPRESIÓN AL FINAL DEL ENSAYO	
	3%	5%	10%	20%	30%	CARGA (TM)	COMPRESIÓN (%)
Arenisca rota	35.8	59.7	143.4	501.6	1061.3	666	35
Arenisca rota y arena	37.7	62.1	262.9	3320.7	-	666	33
Cenizas de carbón secas	10.8	20	57.3	116.3	269.1	666	51
Cenizas de carbón húmedas	-	-	-	59.2	236.8	666	51
Arena seca	32.3	56.7	358.4	1388.5	5371.2	666	32.2
Arena húmeda	423	712.2	1870	5978.3	-	666	20.75

Cuadro N° 12. Compresibilidad de materiales de relleno.

CARACTERÍSTICAS	ARENAS	ARCILLAS
Relación de vacíos	Baja	Alta
Cohesión	Baja	Acentuada función de la humedad
Fricción interna	Alta	Baja
Compresibilidad	Ligera	Alta, función del tiempo
Permeabilidad	Variable	Impermeable

Cuadro N° 13. Características de rellenos arenosos y arcillosos.

CAPÍTULO III

3.0.0. ESTUDIO TÉCNICO DE APLICACIÓN DEL RELLENO HIDRÁULICO

3.1.0. CALIDAD DEL MATERIAL DE RELLENO

Para determinar el material adecuado a utilizarse en el relleno hidráulico de la veta Jimena se han realizado análisis granulométricos de los distintos posibles agregados.

La distribución granulométrica ideal para que el relleno alcance una máxima densidad in-situ de tal forma que garantice la resistencia a la compresión uniaxial del diseño, viene determinada por la **Curva de Talbot** (curva para máxima densidad).

En total se realizaron cuatro pruebas de análisis granulométricos las cuales se describen a continuación:

3.1.1. PRIMER ANÁLISIS DE MUESTRAS

Las muestras de arena sometidas a los ensayos granulométricos proceden de la zona de Papagayo en el **NV 1997** (lecho del río), de la quebrada La Brava en el **NV 2080** y de la cantera de Glorita en el **NV 2420**; de los cuales se obtiene los siguientes resultados:

a) Análisis Granulométrico:

A continuación se presenta un resumen de análisis granulométrico de las distintas posibles canteras de material para el relleno hidráulico:

Malla	Abertura (mu)	% Ac(-) Papagayo	% Ac(-) NV 2080	% Ac(-) Glorita	Talbot
+1 1/2"	38100	100.00	85.68		100.00
+1"	25400	98.77	83.84		81.65
+1/2"	12700	98.53	79.43	100.00	57.74
+3/8"	9525	98.24	78.27	99.97	50.00
+1/4"	6350	97.68	76.54	99.90	40.82
+m6	3350	93.81	70.84	96.72	29.65
+m10	2000	83.00	60.12	82.73	22.91
+m20	850	51.69	37.14	46.54	14.94
+m50	300	20.86	19.75	19.06	8.87
+m100	150	9.55	14.42	10.25	6.27
+m150	106	6.00	11.97	7.53	5.27
+m200	75	4.03	10.45	5.84	4.44
+m325	45	2.89	9.04	4.63	3.44
+m400	38	2.65	8.60	4.32	3.16
Ø60		1155	1994	1278	13903
Ø10		156	65	146	402
C.U.=Ø60/Ø10		7.41	30.47	8.75	34.57

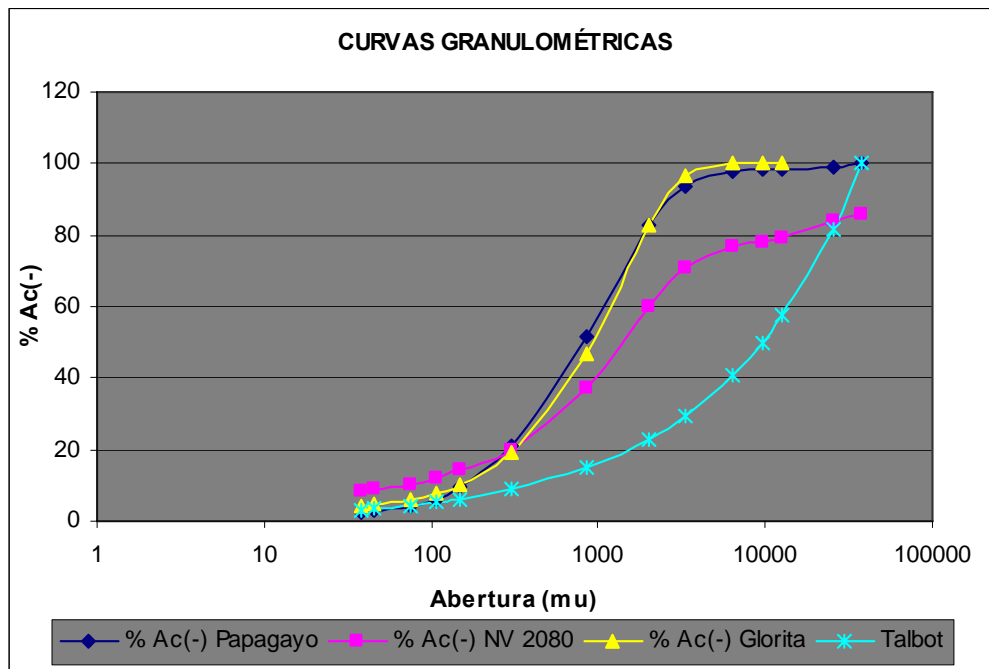


Figura N° 9: Primer análisis granulométrico.

La **Curva de Talbot** viene a ser la distribución ideal de los granos, para lo cual el resto de curvas tiene que estar lo más próximo posible a ésta, del gráfico en la **Figura N° 9** se deduce que les faltan finos a las muestras.



Figura N° 10: Arenas de la zona de Glorita (NV 2420)

b) Velocidad de Sedimentación (Prueba del Slump)

Para esta prueba se utilizó un cono de base menor igual a 10 cm, base mayor igual a 20 cm y una altura igual a 30 cm.

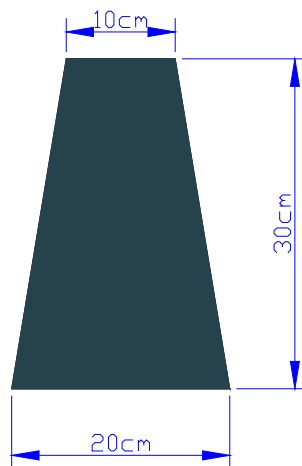


Figura N° 11: Cono para prueba de Slump.

La prueba del Slump consiste en depositar la pulpa dentro de un cono, luego se retira el cono de metal y se mide el cono formado por el material en el momento que se descarga el relleno; la altura de este cono debe ser de 1" para que se puedan depositar y acomodar en el tajeo.

Para la prueba se utilizó:

- Capacidad del cono : 5 litros
- Relación de mezcla : 1 a 1
- Peso de arena : 3 kg
- Peso de agua : 3 kg

Como resultado se tuvo un Slump de 3.25" de altura lo que nos indica que el material no se va a depositar y acomodar en la labor por sí solo, por lo que será necesario buscar un mayor asentamiento del material.



Figura N° 12. Primera prueba de Slump.

c) Prueba de Velocidad de Percolación

La velocidad de percolación más adecuada debe ser de 4 pulgadas/hora.

Para determinar la velocidad de percolación se realizó dos pruebas:

Prueba N° 1: arena sin moler, mas agua.

- Relación de mezcla : 1 a 1
- Peso de arena : 2 Kg
- Peso de agua : 2 Kg

El tiempo de percolación fue de 2 cm en 9 minutos, es decir: 0.22 cm/min (5.20 pulgadas/hora).

Prueba N° 2: material molido, mas agua.

- Relación de mezcla : 1 a 1
- Peso de arena : 3.1 kg
- Peso de agua : 3.1 kg

El tiempo de percolación fue de 2 cm en 20 minutos, esto es 0.10 cm/min (2.36 pulgadas/hora) como podemos observar hay una disminución respecto a la primera prueba, esto debido a que el material se a molido.

3.1.2. SEGUNDO ANÁLISIS DE MUESTRAS.

Para el segundo análisis se ha utilizado solamente material de la cantera de Glorita (NY 2420); pues en esta zona existe un gran volumen de material insitu para el relleno y que además es de donde procede el material existente en las zonas de Papagayo y la Brava.

a) Análisis Granulométrico:

Para dicho ensayo la muestra se pasó por molienda a distintos tiempos y se le practicó el análisis granulométrico cuyo resultado se da en el siguiente cuadro:

Malla	Abertura (mu)	% Acum (-)						TALBOT
		Sin reducción de tamaño	Molienda 0 min	Molienda 5 min	Molienda 10 min	Molienda 20 min	Molienda 30 min	
3/8"	9525	100	100	100	100	100	100	100
1/4"	6350	99.77	100	100	100	100	100	81.66
m6	3350	96.43	100	100	100	100	100	58.30
m10	1651	81.54	99.74	98.89	98.96	98.98	100.00	45.82
m20	850	43.91	51.16	81.45	90.87	97.68	99.62	29.87
m30	600	29.62	36.56	70.37	84.84	96.41	99.35	25.10
m50	300	15.33	17.88	44.39	61.92	87.93	97.77	17.75
m70	212	11.12	12.24	33.40	48.04	74.96	94.05	14.92
0	150	6.91	8.59	24.65	36.24	58.61	81.81	12.55
0	106	4.64	6.62	19.10	28.24	46.59	66.69	10.56
0	75	3.22	5.04	14.21	21.10	34.88	50.11	8.87
0	53	2.66	3.99	10.77	15.67	25.96	36.85	7.46
0	45	2.10	3.80	9.62	14.01	23.61	33.52	6.87
0	33	1.83	3.45	8.42	12.20	20.28	28.77	6.32
0	25		3.10	6.98	9.81	15.95	22.66	5.12
Ø60		1192	996	480	288			
Ø10		196	174	48	26			
C.U.=Ø60/Ø10		6.10	5.72	10.08	11.23			

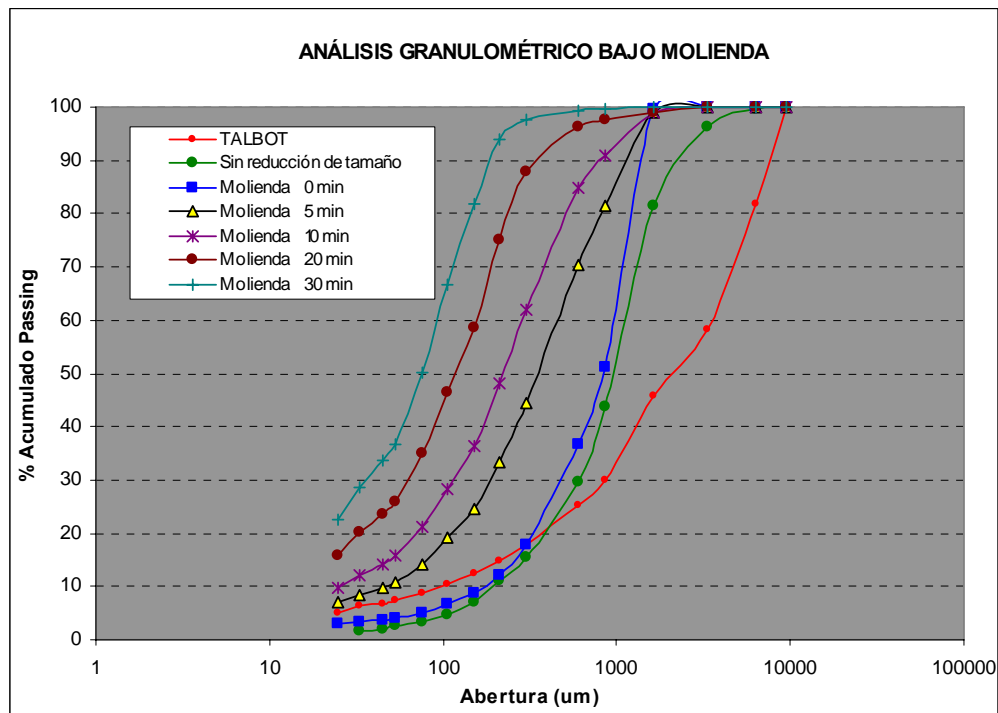


Figura N° 13: Segundo análisis granulométrico.

En el cuadro se observa que a mayor tiempo de molienda de la muestra se va alejando de la **Curva Talbot**; esto es porque se va generando mayor

cantidad de finos los cuales producen lamas y esto no permite una buena percolación.

b) Velocidad de Sedimentación (Prueba del SLUMP)

Como resultado se tuvo un Slump de ~~1.6 pulgadas~~ de altura lo que nos indica que vamos mejorando con relación al primer análisis, nuestro objetivo es llegar a menos de ~~1 pulgada~~ de altura.

c) Prueba de la Velocidad de Percolación

La velocidad de percolación es de ~~0.50 cm/hora~~; lo que equivale a ~~0.20 pulgadas /hora~~. Esto nos indica que se produciría el fenómeno de embalse por lo tanto el agua no va a circular.

3.1.3. TERCER ANÁLISIS DE MUESTRAS

a) Análisis Granulométrico:

Continuando con los ensayos en el laboratorio con la arena de la cantera de Glorita, el material se paso por una chancadora para uniformizarlo a malla - 1/4" y luego se procedió a moler dicho material a diferentes tiempos (5; 7.5 y 10 minutos) y a cada uno de estos se le practicó el análisis granulométrico.

4.3.3 ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO Y CÁLCULO DEL TIEMPO DE UNIFORMIDAD DEL MATERIAL PREPARADO A 100%

MUELA	PULV.	CURVAS DE GRANULOMÉTRICO				
		100%-14"	Molienda 5 min	Molienda 7.5 min	Molienda 10 min	TALBOT
< 25"	80.00	80.00	80.00	80.00	80.00	80.00
< 35"	70.00	71.48	65.61	67.92	67.99	73.91
< 45"	60.00	54.13	73.15	77.70	77.41	76.12
< 55"	40.00	25.42	66.77	64.92	66.30	50.59
< 65"	30.00	15.20	35.00	44.70	40.40	21.74
< 75"	20.00	9.65	22.70	30.11	30.27	15.37
< 85"	10.00	4.60	17.29	24.17	19.40	12.32
< 95"	7.5	3.60	16.32	19.30	22.20	10.37
< 105"	4.5	7.10	10.30	17.94	19.41	6.32
< 115"	3.0	7.13	9.15	11.95	11.00	7.24

800	250	1025	606	432	250
8-10	102	48	8,000	20,000	64
CU-0500-10	75-75	21.60	8,000	20,000	20.30

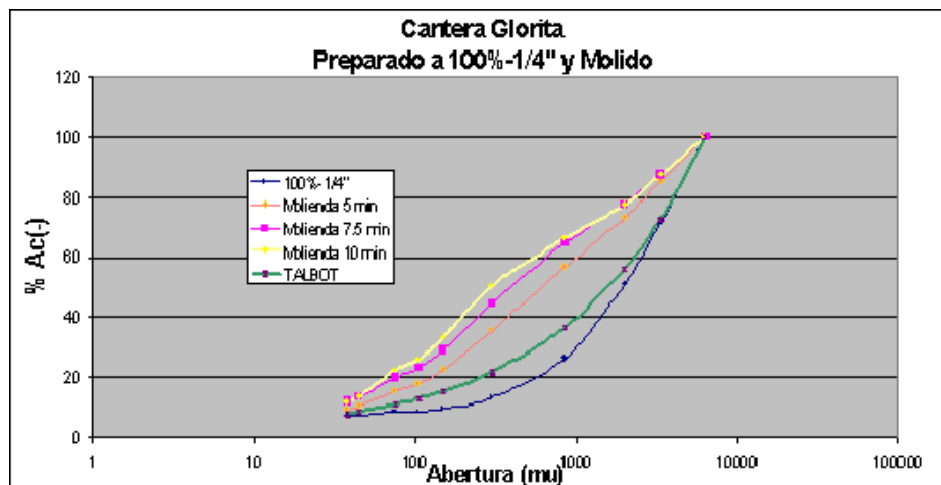


Figura N° 14: Tercer análisis granulométrico.

En el cuadro se observa que a mayor tiempo de molienda de la muestra se va alejando de la *Curva Talbot*; como en el ensayo anterior, esto nos indica que el material requiere menos de 5 minutos de molienda para alcanzar la curva de máxima densidad.

Al llevar al agitador dicha pulpa, nos percatamos de la falta de uniformidad de la misma; es decir; no emulsiona, para lo cual se le agregó un aglomerante (cal) en un porcentaje bajo de 0.75 kg/TM, con dicha añadidura

se consiguió una pulpa favorable; ya que al someterlo a la prueba del Slump y Percolación muestra resultados favorables.

b) Velocidad de Sedimentación (Prueba del SLUMP)

Para la prueba se utilizó:

- Capacidad del cono : 5 litros
- Relación de mezcla : 1 a 1
- Peso de arena : 3 kg
- Peso de agua : 3 kg

Como resultado se tuvo un Slump de 5/8" (0.63 pulgadas) de altura lo cual nos indica que estamos dentro del rango óptimo, este resultado se ha conseguido agregándole un aglomerante que es la Cal.

c) Prueba de la Velocidad de Percolación

Para la prueba se utilizó:

- Relación de mezcla : 1 a 1
- Peso de arena : 2 kg
- Peso de agua : 2 kg

La velocidad de percolación es de 3.4 cm/hora; lo que equivale a 1.34 pulgadas/hora. Esto se puede mejorar aumentando más aglomerante.

3.1.4. CUARTO ANÁLISIS DE MUESTRAS

a) Análisis Granulométrico:

Una vez obtenida la mejor combinación entre la cantera de Glorita y el desmonte de mina reducido a una granulometría menor a 3/8", se procede a mezclar ambos productos en una relación de 1:1; 2:1; 3:1. Los resultados del análisis granulométrico obtenidos se presentan en el gráfico siguiente:

MALLA	Abertura	ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO			
	(um.)	TALBOT	MEZCLA GO + DO 3/8" (1:1)	MEZCLA GO + DO 3/8" (2:1)	MEZCLA GO + DO 3/8" (3:1)
+1"	25400		100.00	100.00	100.00
+1/2"	12700		100.00	100.00	100.00
+3/8"	9525	100.00	100.00	100.00	100.00
+1/4"	6350	81.65	90.16	93.21	97.24
+m6	3350	59.30	74.56	82.64	90.44
+m10	2000	45.82	58.97	66.22	73.81
+m20	850	29.87	33.93	36.79	41.36
+m50	300	17.75	16.10	15.95	17.50
+m100	150	12.55	10.05	9.27	9.99
+m150	106	10.55	8.01	7.23	7.74
+m200	75	8.87	6.39	5.54	5.89
+m325	45	6.87	5.34	4.65	4.83
+m400	38	6.32	4.53	3.92	4.28

D60	3429	2078	1732	1473
D10	95	149	165	150
C.U.=D60/D10	36.00	13.95	10.48	9.81

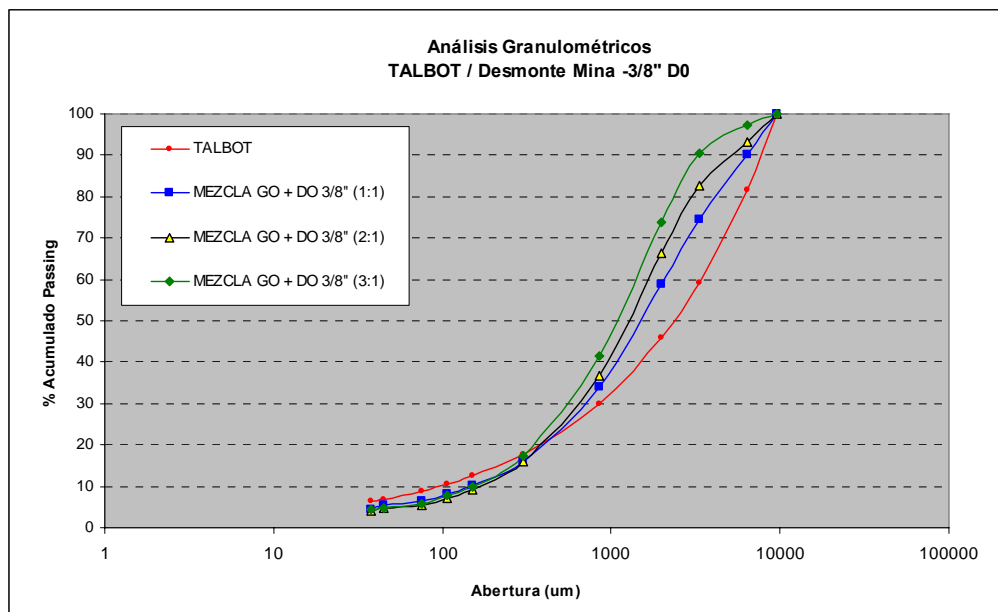


Figura N° 18: Cuarto análisis granulométrico.

La curva obtenida para una relación de **mezcla + desmorte (1:1)** es relativamente cercana a la **Curva de Talbot**, lo que indica que la **mezcla entre material de cantera Glorita y desmorte de mina chancado a 100% - 3/8"** cumple con las condiciones de densidad del material para **relleno Hidráulico**.

Las curvas para una relación de mezcla cantera Glorita + desmante (2:1 y 3:1) están más alejados de la **Curva de Talbot** y tienen un menor coeficiente de uniformidad.

En el siguiente cuadro se presenta el análisis granulométrico del material producto de la mezcla de las arenas de Glorita y el desmante de mina chancado a un **100% - 3/8"**.

MALLA	Abertura	ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO	
	(um.)	TALBOT	MEZCLA GO + DO 3/8" (1:1)
+1"	25400		100.00
+1/2"	12700		100.00
+3/8"	9525	100.00	100.00
+1/4"	6350	81.65	92.33
+m6	3350	59.30	78.71
+m10	2000	45.82	62.26
+m20	850	29.87	35.07
+m50	300	17.75	16.12
+m100	150	12.55	9.91
+m150	106	10.55	7.93
+m200	75	8.87	6.31
+m325	45	6.87	5.31
+m400	38	6.32	4.58

D60	3429	1893
D10	95	152
C.U.=D60/D10	36.00	12.46

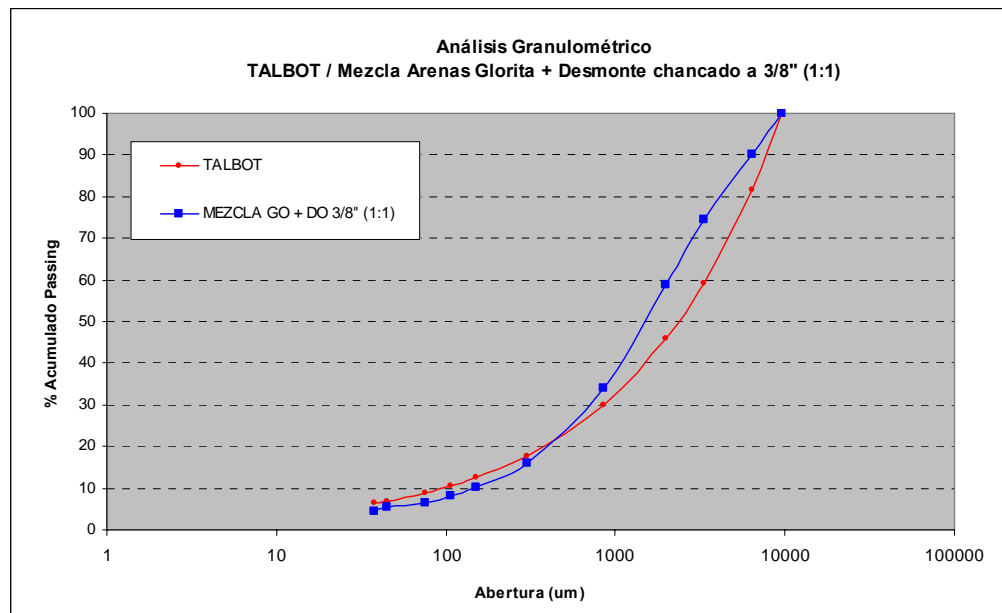


Figura N° 16: Análisis granulométrico de mezcla de arena de Glorita y desmante de mina (proporción 1:1).

La curva obtenida es relativamente cercana a la **Curva de Talbot**, lo que indica que la mezcla entre material de cantera Glorita y desmonte de mina chancado a **100% - 3/8"** cumple con las condiciones de densidad del material para relleno hidráulico.

b) Características de la Mezcla Glorita + Desmonte 3/8" (1:1)

• Densidad Aparente de Muestra

Muestra	Cantera Glorita	Desmonte Mina 100%-3/8"	Mezcla (1:1)
Peso (gr)	2476.4	3011.3	2713.3
Volumen (cc)	1767.15	1767.15	1767.15
Densidad Aparente	1.401	1.704	1.535

• Prueba de Agitación

Descripción	Prueba 1	Prueba 2	Unidad
Gravedad específica mezcla (1:1)	2.650	2.650	
Densidad pulpa:	1900	1900	gr./litro pulpa
% Sólidos:	76.07%	76.07%	
Peso de mezcla (1:1)	6.00	6.00	kilos
Por cada kilo de muestra:	1888	1888	cc H2O
Cal (0.75 Kg/TM):	0	4.50	gr. Por kilo de muestra
RPM	1400	1400	
Observaciones:	Homogeneidad en pulpa durante agitación Uso de deflectores	Mayor homogeneidad durante agitación Uso de deflectores	

• Prueba Slump

Descripción	Prueba 1	Prueba 2	Unidad
Cal (0.75 Kg/TM):	0.00	4.50	gr. Por kilo de muestra
Resultado altura:	1.5	0.40	pulgadas

• Prueba de Percolación

Descripción	Prueba	Unidad
Tamaño de muestra	6	kilos
Diametro de Columna (cm)	4	pulgadas
Reducción de la altura de la cama de mineral	4	cm/ hora
Pérdida flujo agua:	462	cc/ hora

- **RESUMEN DE RESULTADOS:**

1. MEZCLA: Arenas de Glorita + Desmonte de Mina chancado al 100% a $-\frac{3}{8}$ " en relación 1:1.
2. Análisis Granulométrico: D60 = 1893 micras y D10 = 152 micras.
3. Coeficiente de uniformidad (CU): 12.46
4. Gravedad específica de la mezcla: 2.65.
5. Densidad aparente: Glorita = 1.401 g/cm^3 , Desmonte 100% $-\frac{3}{8}$ " = 1.704 g/cm^3 , Mezcla (1:1) = 1.535 g/cm^3 .
6. Work Index Desmonte Mina: 12.51 Kw-h/TM.
7. Densidad de pulpa: 1900 g/L equivale a 76% en contenido de sólidos, la diferencia es agua.
8. Prueba de agitación: Se obtiene pulpa homogénea considerando unos 1400 RPM, uso de deflectores en diseño de tanque y 0.75 kg de Cal por TM de mezcla (1:1).
9. Prueba Slump: La altura en la cama esparcida bajó de 1.5 a 0.4 pulgadas con el uso de Cal en proporción de 0.75 kg/TM.
10. Prueba de Percolación: Existe una marcada reducción en la altura de la cama de la Mezcla a razón de 4 cm/hora.

A continuación se presenta dos fotografías de la pruebas de Slump, en donde se observa mejores resultados en el cuarto análisis respecto a la primera prueba.



Figura N° 17: Comparación de la primera y cuarta prueba de Slump.

3.2.0. REQUERIMIENTO Y DISPONIBILIDAD DE RELLENO HIDRÁULICO

El requerimiento de relleno hidráulico en la Veta Jimena de la Mina Papagayo estará en función de su programa de producción. La disponibilidad de agregados para el relleno es más que suficiente porque se tiene una cantera de arena y el desmonte de los avances de mina. En cuanto al agua, mas adelante se hace un análisis de esta necesidad la cual es suficiente con la que se tiene del drenaje de la Mina Glorita (NV 2420).

3.2.1. Requerimiento de agregados para el relleno

El programa anual de producción de CMPSA para el año 2006 es de 15,190 TM/mes como se muestra en el siguiente cuadro.

PROGRAMA ANUAL DE PRODUCCIÓN CMPSA 2006			
Mes	Zona Sur TM	Zona Norte (Veta Jimena) TM	Total TM
Ene	5,000	10,190	15,190
Feb	5,000	10,190	15,190
Mar	5,000	10,190	15,190
Abr	5,000	10,190	15,190
May	5,000	10,190	15,190
Jun	5,850	9,340	15,190
Jul	5,000	10,190	15,190
Ago	4,800	10,390	15,190
Set	4,800	10,390	15,190
Oct	4,760	10,430	15,190
Nov	5,000	10,190	15,190
Dic	5,000	10,190	15,190
Total general	60,210	122,070	182,280
Promedio mes	5,018	10,173	15,190
Promedio día	167	339	506

**Cuadro N° 14. Programa de producción anual 2006 de
Cia. Minera Poderosa S.A.**

Como la implantación del Relleno Hidráulico que se va realizar es en la zona Norte, en la mina Papagayo, en la Veta Jimena, es necesario analizar específicamente los requerimientos de relleno para esta zona, este análisis se presenta en el cuadro siguiente:

PROGRAMA DE PRODUCCIÓN PARA LA ZONA NORTE (MINA PAPAGAYO - VETA JIMENA)			
Mes	TM	M3	M3/DÍA
Ene	10,190	3,575	119
Feb	10,190	3,575	119
Mar	10,190	3,575	119
Abr	10,190	3,575	119
May	10,190	3,575	119
Jun	9,340	3,277	109
Jul	10,190	3,575	119
Ago	10,390	3,646	122
Set	10,390	3,646	122
Oct	10,430	3,660	122
Nov	10,190	3,575	119
Dic	10,190	3,575	119
Total general	122,070	42,832	1,428
Promedio mes	10,173	3,569	
Promedio día	339	119	119

Cuadro N° 15. Programa de producción anual 2006 de la Veta Jimena – CMPSA

Del cuadro anterior se concluye que la producción mensual promedio es de 3,569 m³/mes. Esto nos indica que el volumen promedio requerido de relleno es de 119 m³/día.

3.2.2. Necesidad de Agua

El caudal inicial estimado del relleno hidráulico es de 40 m³/hora y 200 m³/día de pulpa.

De los 200 m^3 de pulpa al 75% de sólido se tiene: 150 m^3 de sólidos y 50 m^3 de agua. Para el lavado de tubería se requiere 30 m^3 más de agua. Entonces el total de agua requerido es de $80\text{ m}^3/\text{día}$.

Se realizaron medición del caudal del drenaje de agua en la bocamina del NV 2190 el cual es de $11.75\text{ m}^3/\text{hora}$, de los cuales el consumo de mina es de $11\text{ m}^3/\text{hora}$.

En la bocamina de Glorita, NV 2420, se tiene un caudal de $28.80\text{ m}^3/\text{hora}$, es decir que sería suficiente tres horas para tener un volumen acumulado de 80 m^3 que es el requerimiento diario de agua para el relleno. Esta cantidad de agua nos permitiría aumentar el caudal de relleno, cuando aumente la producción de la mina.

3.2.3. Disponibilidad de Agregados para el Relleno

Los agregados para el relleno están formados por 50 % de arena y 50 % de desmonte proveniente de los avances de interior mina.

El volumen de relleno hidráulico será de 200 m^3 , con 75 % de sólidos, entonces se requiere 150 m^3 de arena mas desmonte. Es decir $75\text{ m}^3/\text{día}$ de arena y $75\text{ m}^3/\text{día}$ de desmonte de mina; al año sería 27000 m^3 de arena y 27000 m^3 de desmonte.

Se cuenta con una cantera de arena de 419868 m^3 , con una necesidad de $27000\text{ m}^3/\text{año}$ tendría una vida útil de 16 años, estos datos se presentan en el cuadro siguiente:

DESCRIPCIÓN	UND	Total
Volumen Cantera	m^3	419868
Volumen Relleno Anual	m^3	54000
Volumen requerido de arena anual	m^3	27000
Vida Útil de Cantera	años	16

Cuadro N° 16. Volumen de arena de la cantera para relleno.

En cuanto a la disponibilidad de desmonte, se presenta los datos en el cuadro siguiente:

DESCRIPCIÓN	UND	Total
Programa de producción de mineral anual	ton	122,070
Densidad del mineral	ton/m3	2.85
Volumen de producción de mineral anual	m ³	42832
Relación Desmonte/Mineral		1.20
Producción de desmonte anual	ton	146484
Densidad del desmonte	ton/m3	2.75
Volumen de desmonte anual	m ³	53267

Cuadro N° 17: Disponibilidad de desmonte para relleno.

Como se observa en el cuadro anterior se tiene una disponibilidad de más de **50000 m³/año** y nuestro requerimiento solo alcanza **27000 m³/año**.

De los dos últimos cuadros anteriores se concluye que hay suficientes agregados de arena y desmonte para cubrir los requerimientos del relleno hidráulico.

3.3.0. ESTUDIOS PARA LA UBICACIÓN DE LA PLANTA DE RELLENO HIDRÁULICO

Se ha definido la distribución de tamaños de partículas necesarias para el transporte de la pulpa por gravedad, con 75% de sólidos en peso así como su distribución uniforme en la labor, utilizando tubería de conducción **SCH - 80 Ø4"** y polietileno **PN - 12.5 Ø4"**.

Inicialmente se considerará un ratio de acción del relleno de 1 a 6. Esto es para 1 m de vertical se tiene un empuje horizontal de 6 m en longitud equivalente. Considerando una densidad de pulpa de 1.90 kg/L, gravedad específica de los sólidos de 2.65 y tubería de conducción de Ø4", se espera alcanzar caudales entre 35 a 40 m³/h ó 48.5 a 55.5 ton/hora.

El diseño de agregados a utilizar inicialmente (arena/desmonte) es de 1/1 en peso. Uno de arena con uno de desmorte de mina chancado a $-3/8"$, más 0.75 kg de cal por tonelada de agregados. Inicialmente la arena se tomará de la quebrada Papagayo y el desmorte de mina, NV 2080.

El diseño de la planta debe contemplar la posibilidad de utilizar cemento a granel para obtener un relleno estructural, esto con el fin de minimizar la compactación. Para la profundización de la mina se debe considerar, dejar desmorte grueso en los tajos y completar con relleno estructural.

Para definir la ubicación más adecuada de la planta de Relleno Hidráulico se analizó tres alternativas, las cuales se presentan a continuación:

3.0.1. ALTERNATIVA - A: Planta RH en NV-2080

En el gráfico siguiente se esquematiza la alternativa de ubicación de la Planta RH respecto a la zona de explotación (Veta Jimena).

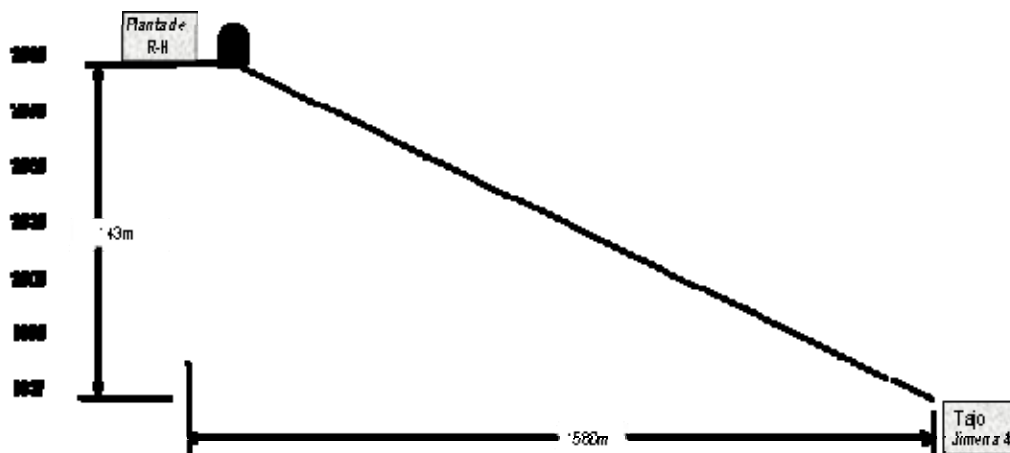


Figura N° 18: Esquema de ubicación de planta en NV – 2080.

Según el gráfico anterior es necesario vencer la resistencia de 1560 m de tendido de tubería para llegar a los tajos de la Veta Jimena-4. Si a los 1560 m se le agrega 7% de pérdidas por codos, se tiene una longitud equivalente de 1669 m.

Se tiene una diferencia de cota a favor entre el NV 2080 al NV 1937 de 143 m. Si un ratio de alcance de 1 a 6 se obtiene para 143 m un avance horizontal de 858 m menor a 1669 m, lo que indica que se requiere una bomba. Para una pulpa con más de 75% de sólidos, se requiere una bomba de desplazamiento positivo. Una bomba centrífuga horizontal para pulpa solo alcanza en % de sólidos no mayores al 40%.

Considerar un relleno utilizando bomba de desplazamiento positivo implica costos elevados, aproximadamente \$ 250 000, sólo en la adquisición de los equipos y accesorios.

3.0.1. ALTERNATIVA - B: Planta RH en el NV-2250

El gráfico siguiente muestra la posible ubicación de la planta.

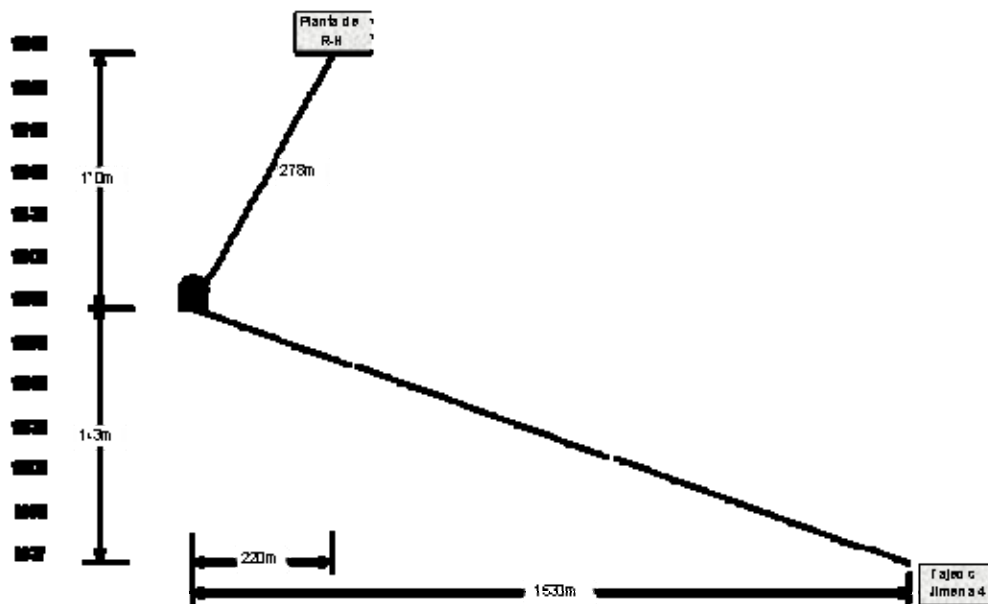


Figura N° 19: Esquema de ubicación de planta en NV – 2250.

Según el gráfico anterior se requiere vencer la resistencia de 1750 m de tendido de tubería para llegar a los tajeos de Jimena-4. Si a los 1750 m se le agrega 7% de pérdidas por codos, se tiene una longitud equivalente de 1872 m.

Se tiene una diferencia de cota a favor entre el NV 2250 al NV 1937 de 313 m. Con un ratio de alcance de 1 a 6, se obtiene para 313 m un avance horizontal de 1878 m mayor a 1872 m, lo que indica que es suficiente el empuje por gravedad.

3.0.1. ALTERNATIVA – C: Planta RH en NV-2375

El gráfico siguiente esquematiza esta alternativa de ubicación de la Planta RH.

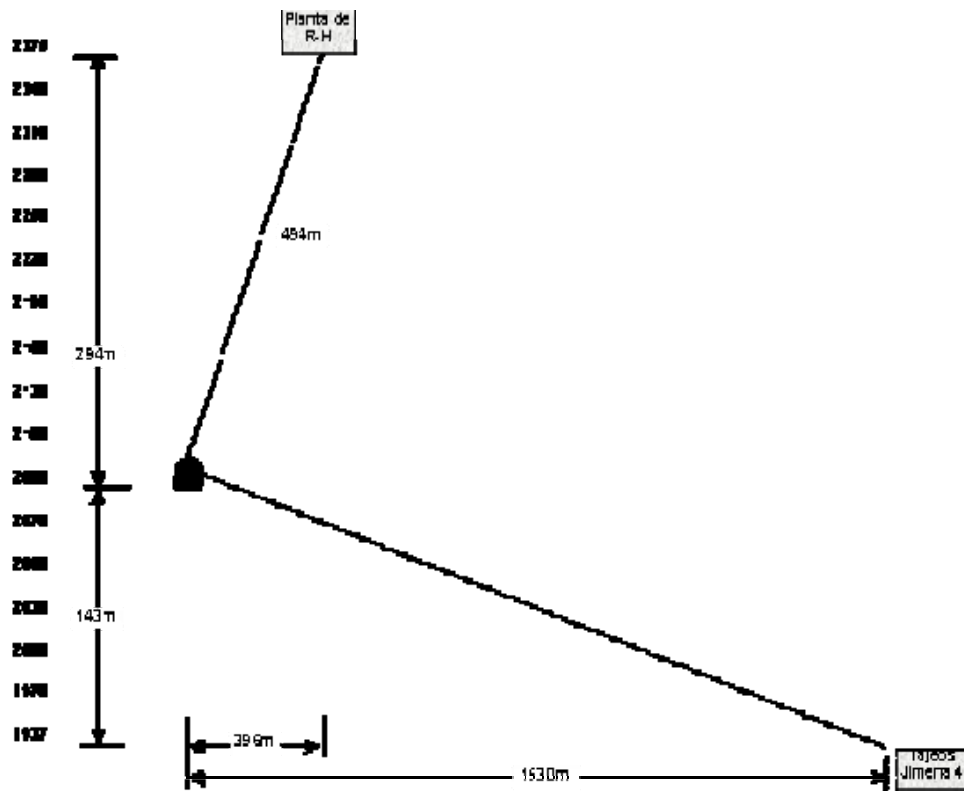


Figura N° 20: Esquema de ubicación de planta en NV – 2375.

En la *Figura N° 21* se observa la zona donde se ubicaría la Planta RH, según esta alternativa.



Figura N° 21: Vista de ubicación de planta en NV – 2375.

Según el gráfico anterior se requiere vencer la resistencia de 1926 m de tendido de tubería para llegar a los tajeos de Jimena-4. Si a los 1926 m se le agrega 7% de pérdidas por codos, se tiene una longitud equivalente de 2060 m.

Se tiene una diferencia de cota a favor entre el NV-2375 al NV-1937 de 438 m. Considerando un ratio de alcance de 1 a 6, se obtiene para 438 m un avance horizontal de 2628 m mayor a 2060m, lo cual indica que es suficiente el empuje por gravedad.

3.3.1. RESUMEN PARA UBICAR LA PLANTA DE RELLENO HIDRÁULICO

En el siguiente cuadro se resume los resultados de cada alternativa:

RESUMEN DE ALTERNATIVAS DE UBICACIÓN DE PLANTA RH			
DESCRIPCIÓN	ALTERNATIVAS DE UBICACIÓN		
	NV 2080	NV 2250	NV 2375
Longitud Horizontal (m)	1560	1750	1926
Longitud adicional por pérdidas (7%)	109	123	135
Longitud Horizontal equivalente (m)	1669	1873	2061
Diferencia de Cotas (m)	143	313	438
Gradiente Hidráulico	1:6	1:6	1:6
Alcance de lanzamiento (m)	858	1878	2628
Diferencia entre alcance y necesidad (m)	-811	6	567
OBSERVACIÓN	requiere bomba	por gravedad	por gravedad

Cuadro N° 18: Comparación de alternativas para ubicar la planta RH.

Del cuadro anterior se puede concluir que la mejor alternativa es ubicar la Planta de Relleno Hidráulico en el **NV – 2375**, debido a que sus **438 m** de diferencia de cotas, considerando una gradiente **1 a 6**, permiten tener un alcance de lanzamiento de **2628 m** en horizontal, lo cual es mayor que **2061 m** que es el requerimiento. Adicional a esta ventaja, en el **NV – 2375** se cuenta con una tolva de gruesos, la cual se puede acondicionar como tolva de los agregados para el relleno hidráulico.

3.4.0. TRANSPORTE DEL MATERIAL DE RELLENO

3.4.1. EQUIPO DE TRANSPORTE DEL MATERIAL DE RELLENO HIDRÁULICO

Los equipos de transporte para el relleno hidráulico están formados por el conjunto de volquetes, bombas, tuberías y accesorios a través de los cuales la pulpa es transportada hasta los tajeos (ver **Apéndice N° III**).

3.4.2. RED DE TUBERÍAS

La pulpa se transporta por un sistema de tuberías aprovechando la gravedad. La pulpa recorre una distancia total de **2081 m** desde la planta de relleno hidráulico hasta el **NV 1815**, acumulando **586 m** de diferencia de cotas. Desde la planta de relleno (**NV 2375**) hasta el **NV 1937** se ha instalado **1306 m** de tubería de acero **SCH 80 S/C Ø4"**; del **NV 1937** al **NV 1815** se tiene **775 m** de tubería de polietileno **PN 12.5 Ø4"**, desde donde se distribuyen otras redes secundarias a las distintas zonas de explotación (ver **Apéndice N° VII**).

3.4.3. VELOCIDAD CRÍTICA DE DEPOSICIÓN (V_c)

Es la velocidad de circulación mínima, la cual debe producir la suficiente turbulencia para mantener las partículas sólidas en suspensión y evitar así la deposición de partículas en el fondo de la tubería.

La velocidad crítica depende del tamaño de las partículas sólidas, tipo de fluido, tipo de pulpa o lodo, concentración, gravedad específica del sólido y del líquido.

Esta velocidad se podrá calcular con la fórmula siguiente:

$$V_c = f_i \sqrt{2gd(y-1)}$$

Donde:

f_i = Concentración de las partículas; este factor adimensional se obtiene del cuadro de análisis de mallas (% en peso de gruesos).

g = Aceleración de la gravedad terrestre (9.8 m/s^2).

d = Tamaño de las partículas.

y = Peso específico de los sólidos.

Para el tamaño de las partículas (d) se tendrá en cuenta el cuadro siguiente:

ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO DEL MATERIAL DE RH			
MALLA	Abertura		% en peso (FL)
	(μm)	(m)	
+1"	25400	0.025400	0.00
+1/2"	12700	0.012700	0.00
+3/8"	9525	0.009525	0.00
+1/4"	6350	0.006350	9.84
+m6	3350	0.003350	15.61
+m10	2000	0.002000	15.59
+m20	850	0.000850	25.03
+m50	300	0.000300	17.83
+m100	150	0.000150	6.05
+m150	106	0.000106	2.04
+m200	75	0.000075	1.61
+m325	45	0.000045	1.06
+m400	38	0.000038	0.81
-m 400			4.53

Cuadro N° 19: Análisis granulométrico del material de relleno hidráulico.

Aplicando la fórmula se calcula la velocidad crítica para las partículas de las malla 200 a la malla 50:

- **Malla 200:**

$$f_i = 1.61 \text{ (del cuadro N° 14)}$$

$$g = 9.80 \text{ m/s}^2$$

$$d = 0.000075 \text{ m (del cuadro N° 14)}$$

$$y = 2.65$$

Reemplazando en la fórmula:

$$V_c = 1.61 \sqrt{2(9.80 \text{ m/s}^2)(0.000075 \text{ m})(2.65 - 1)}$$

$$V_c = 0.0794 \text{ m/s}$$

$$V_c = 0.2605 \text{ pts/s}$$

- **Malla 150:**

$$f_i = 2.04 \text{ (del cuadro N}^\circ 14\text{)}$$

$$g = 9.80 \text{ m/s}^2$$

$$d = 0.000106 \text{ m (del cuadro N}^\circ 14\text{)}$$

$$y = 2.65$$

Reemplazando en la fórmula:

$$V_c = 2.04 \sqrt{2 \left(9.80 \text{ m/s}^2 \right) (0.000106 \text{ m}) (2.65 - 1)}$$

$$V_c = 0.1194 \text{ m/s}$$

$$V_c = 0.3917 \text{ pts/s}$$

- **Malla 100:**

$$f_i = 6.05 \text{ (del cuadro N}^\circ 14\text{)}$$

$$g = 9.80 \text{ m/s}^2$$

$$d = 0.000150 \text{ m (del cuadro N}^\circ 14\text{)}$$

$$y = 2.65$$

Reemplazando en la fórmula:

$$V_c = 6.05 \sqrt{2 \left(9.80 \text{ m/s}^2 \right) (0.000150 \text{ m}) (2.65 - 1)}$$

$$V_c = 0.4216 \text{ m/s}$$

$$V_c = 1.3828 \text{ pts/s}$$

- **Malla 50:**

$$f_i = 17.83 \text{ (del cuadro N}^\circ 14\text{)}$$

$$g = 9.80 \text{ m/s}^2$$

$$d = 0.000300 \text{ m (del cuadro N}^\circ 14\text{)}$$

$$y = 2.65$$

Reemplazando en la fórmula:

$$V_c = 17.83 \sqrt{2 \left(9.80 \text{ m/s}^2 \right) (0.000300 \text{ m}) (2.65 - 1)}$$

$$V_c = 1.7566 \text{ m/s}$$

$$V_c = 5.7618 \text{ pts/s}$$

3.4.4. VELOCIDAD DE MÍNIMA PÉRDIDA (V_m)

Al trabajar con lodos heterogéneos, como lo es el caso de pulpa para relleno hidráulico, la velocidad de mínima pérdida (V_m) se calcula con la siguiente ecuación:

$$V_m = 3.43 \sqrt[3]{(C_v \times \cos \theta)} \sqrt{\frac{g \times \phi \times (P_s - 1)}{\sqrt{C_a}}}$$

Donde:

V_m = Velocidad de mínima pérdida.

C_v = Concentración de sólidos en volumen.

ϵ = Ángulo de inclinación de la tubería con respecto a la horizontal.

ϕ = Diámetro de la tubería.

g = Aceleración de la gravedad terrestre.

P_s = Gravedad específica de los sólidos.

C_a = Coeficiente de arrastre

3.4.5. DIÁMETRO DE TUBERÍA (ϕ)

El diámetro (ϕ) de tubería debe ser tal que permita operar en un régimen sin sedimentación y bajo condición de mínima pérdida. Como se observa en la ecuación anterior, la determinación del diámetro (ϕ) resulta ser un proceso iterativo. Con la finalidad de minimizar el trabajo, el cálculo puede iniciarse con un diámetro (ϕ) de tubería igual al siguiente:

$$\phi = \frac{0.0153 \times C_v^{0.4} \times W_s^{0.4}}{(C_v \times \cos \theta)^{0.33} \times (P_s)^{0.4} \times (P_s - 1)^{0.3}}$$

Donde:

ϕ = Diámetro de la tubería (en m).

- W_s = Peso de los sólidos (TM/h).
 C_v = Concentración de sólidos en volumen.
 ϵ = Ángulo de inclinación de la tubería con respecto a la horizontal.
 P_s = Gravedad específica de los sólidos.
 C_a = Coeficiente de arrastre

El coeficiente de arrastre (C_a) de las expresiones anteriores puede determinarse exactamente haciendo uso de las gráficas de Adam Zanker, pero puede tomarse como valor promedio: $C_a = 0.44$.

Finalmente el ϕ de la tubería será aquel que permita una velocidad (V_f):

$$V_f = V_c + 0.3 \text{ (m/s)}$$

$$V_f = V_c + 0.98 \text{ (pls/s)}$$

Es importante anotar que cuando se habla de velocidad crítica (V_c), también se refiere al mínimo de abrasión en las tuberías. Mientras mayor sea la velocidad del relleno, mayor será el desgaste en las tuberías. La proporción de desgaste de las tuberías de relleno hidráulico está directamente en relación al ángulo de inclinación de las tuberías. Con un pequeño ángulo de inclinación de una tubería, el desgaste de la misma puede llegar al 90 ó 95% de la vida útil del tubo.

Como el caudal (Q) del relleno hidráulico que ingresa a las labores de interior mina se estima en $99 \text{ m}^3/\text{h} \approx 19.26 \text{ L/s}$
 $\approx 242.22 \text{ GPM} \approx 15280 \text{ cm}^3/\text{s} \approx 0.5396 \text{ pls}^3/\text{s}$.

La velocidad con la que el relleno hidráulico ingresa al tajeo estará en función del diámetro de la tubería que se utilice, considerando que el caudal es constante.

El caudal se calcula con la fórmula siguiente:

$$Q = A \times V$$

$$Q = V \left(\frac{\pi \phi^2}{4} \right)$$

Donde:

Q = Caudal

A = Área de la sección de la tubería

V = Velocidad del flujo de la pulpa

ϕ = Diámetro de la tubería

Despejando de la formula anterior se tiene:

$$V = 1.2732 \left(\frac{Q}{\phi^2} \right)$$

Reemplazando la fórmula y simulando con distintos diámetros de tubería se obtiene el cuadro siguiente:

VELOCIDAD PARA DISTINTOS DIÁMETROS			
Q	ϕ		V
(pies ³ /s)	(pulg.)	(pies)	(pies/s)
0.5396	2	0.17	24.733
0.5396	3	0.25	10.992
0.5396	4	0.33	6.183
0.5396	6	0.50	2.748

Como se puede observar en el cuadro anterior la velocidad para una tubería de 04" sobrepasa todas las velocidades críticas para cada tamaño de partícula. Las tubería de 03" quedaría descartada por tener una velocidad muy alta que causaría un desgaste prematuro de las tuberías; la tubería de 06" también se descarta por tener una velocidad menor a la velocidad crítica. Por lo tanto con una tubería de 04", controlando el flujo y densidad de la pulpa se puede eliminar la posibilidad de atoros de la pulpa en la tubería.

3.4.6. VELOCIDAD DE TRANSPORTE (V_t)

Considerando los valores de la velocidad crítica de las partículas sólidas en el transporte por tuberías ya calculados y estableciendo que en la operación se suele utilizar como velocidad de flujo para usos prácticos un rango de velocidades que sean superiores por lo menos en una unidad a la velocidad crítica ($V_t = V_c + 1$) m/s . Consideramos inicialmente que la pulpa caerá por gravedad y descartaremos el cálculo para el tubo de $\varnothing 6"$, por ser demasiada baja la velocidad encontrada.

La cota hidráulica empieza en el NV 2375 (superficie); utilizando la formula de Darcy-Weisbach, tendremos:

$$V = \sqrt{\frac{2gHd}{FL}}$$

Donde:

g = gravedad (9.81 m/s^2)

H = cabeza (437 m , desde la planta al NV 1937)

d = diámetro interior de la tubería (0.1016 m)

F = pérdida por fricción (ábacos)

L = distancia horizontal máxima a transportar al tajeo (2060 m)

La pérdida por fricción " F " en tuberías de acero comercial depende del \varnothing , para: $\varnothing 4" = 0.02$

Reemplazando en la fórmula:

$$V = \sqrt{\frac{2 \times 9.81 \times 437 \times 0.1016}{0.02 \times 2060}}$$

$$V = 4.59 \text{ m/s}$$

3.4.7. PÉRDIDA DE CARGA

La pérdida de carga se produce por los siguientes factores:

Fricción del fluido en las paredes de la tubería (H_{pf}).

$$H_{pf} = f \frac{L V^2}{\phi 2g}$$

Pérdida de carga adicional por armaduras en la tubería (H_{pa}).

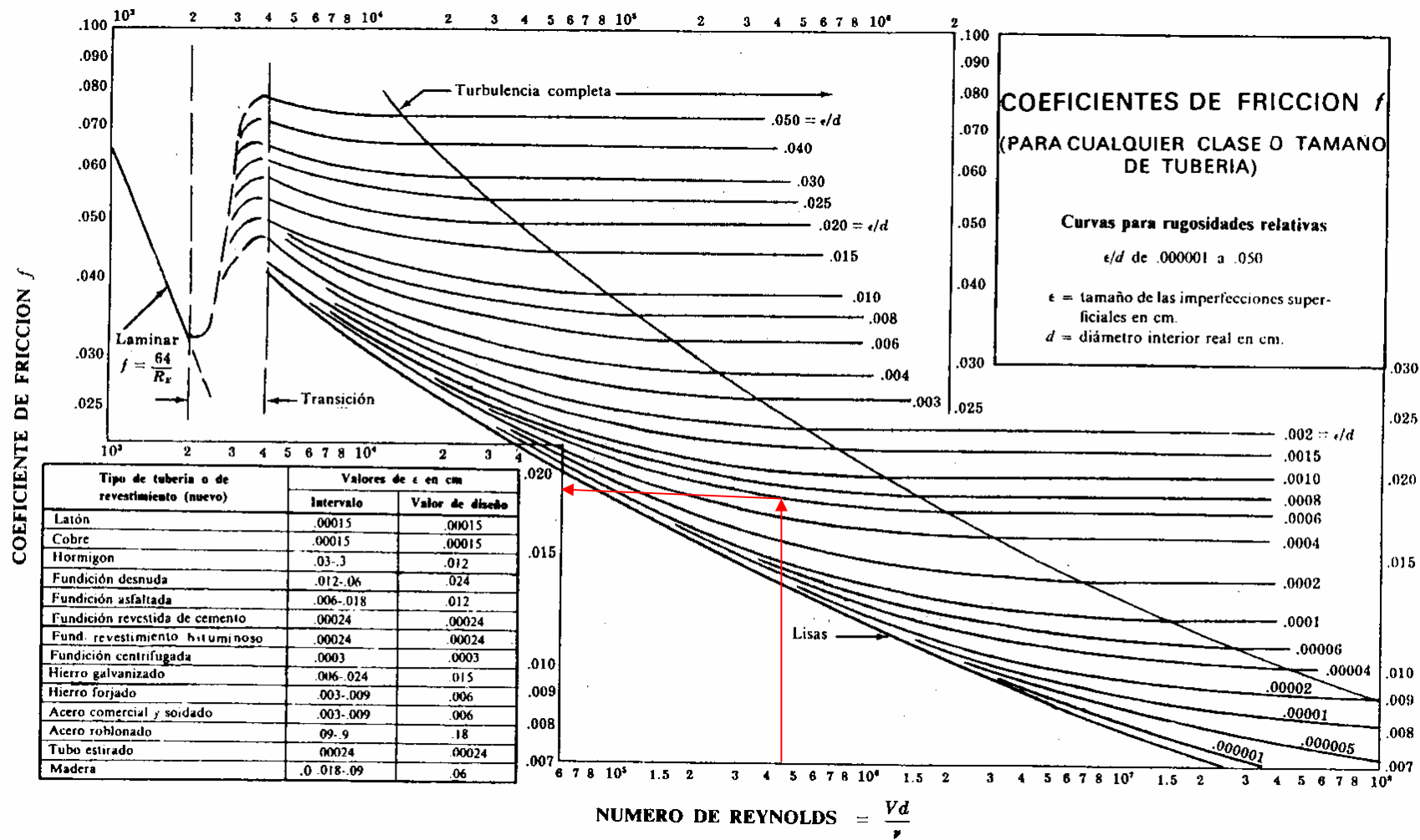
$$H_{pa} = \frac{V^2}{2g} (\sum NK)$$

Entonces la pérdida de carga total sería:

$$H_{pt} = H_{pf} + H_{pa}$$

Donde:

$f =$	Coeficiente de fricción (Diagrama de Moody)
$L =$	Longitud de la tubería (m)
$V =$	Velocidad de flujo (m/s)
$\phi =$	Diámetro de la tubería (m)
$g =$	Gravedad (9.81 m/s ²)
$N =$	Número de armaduras en la tubería
$K =$	Factor de pérdida de carga para cada armadura de la tubería



Ahora se calculara la pérdida de carga:

a) Pérdida de carga por fricción del Fluido en la tubería: $H_{fc} = f \frac{L}{D} \frac{V^2}{2g}$

Donde:

$f = \text{Coeficiente de fricción} = ??$

$L = 2960 \text{ m}$

$V = 4.59 \text{ m/s}$

$D = 0.10 \text{ m}$

$g = 9.81 \text{ m/s}^2$

Luego:

f : Se obtiene del *Diagrama de Moody (Figura N° 22)*, el cual está en función del Número de Reynolds (R_e) y la Rugosidad relativa (ϵ/D)

i. Primero calculamos el Número de Reynolds:

$$R_e = \frac{V \times D}{\nu}$$

Donde:

ν : Viscosidad cinemática del agua, para $T=20^\circ\text{C}$, de tablas:

$$\nu = 1.007 \times 10^{-6} \text{ m}^2/\text{s}$$

$$R_e = \frac{4.59 \times 0.10}{1.007 \times 10^{-6}} = 455809.33 \approx 4.56 \times 10^5$$

$$R_e = 4.56 \times 10^5 > 2000$$

Por lo tanto se trata de un flujo turbulento.

ii. Ahora calcularemos la Rugosidad Relativa:

$$s/\phi = \frac{\text{Rugosidad absoluta (Fig.Nº 22)}}{\phi} = \frac{0.006 \text{ cm}}{10 \text{ cm}}$$

$$s/\phi = 0.0006$$

iii. Del *Diagrama de Moody (Fig.Nº 22)*, se obtiene:

$$f = 0.0185$$

Reemplazando datos, se obtiene:

$$H_{fv} = 0.0185 \times \frac{2060 \text{ m}}{0.10 \text{ m}} \times \frac{(4.59 \text{ m/s})^2}{2 \times 9.81 \text{ m/s}^2} = 409.29 \text{ m} \approx 409 \text{ m}$$

$$H_{fv} = 409 \text{ m}$$

b) Pérdida de carga adicional por armaduras en la tubería (H_{fca}):

$$H_{fca} = \frac{V^2}{2g} (\sum NK)$$

Donde:

$$V = 4.59 \text{ m/s}$$

$$g = 9.81 \text{ m/s}^2$$

DESCRIPCIÓN	N	K	NK
Válvulas abiertas	0	3.00	-
Tee	0	2.00	-
Codos de 45°	16	0.45	7.20
Codos de 90°	0	0.75	-
Coplas de uniones	234	0.35	81.90
$\sum NK$			89.10

Figura Nº 20: Pérdidas de carga por armaduras en la tubería

$$H_{pca} = \frac{(4,59 \text{ m/s})^2}{2 \times 9,81 \text{ m/s}^2} \times 89,10 = 95,68 \text{ m} \approx 96 \text{ m}$$

$$H_{pca} = 96 \text{ m}$$

c) Entonces la pérdida de carga total sería: $H_{pct} = H_{pf} + H_{pca}$

$$H_{pct} = 409 \text{ m} + 96 \text{ m}$$

$$H_{pct} = 505 \text{ m}$$

3.4.8. ALTURA MÁXIMA (h_2) QUE ALCAZARÁ EL R/H RESPECTO AL NIVEL MAS BAJO DE INTERIOR MINA - NV 1815.

Para calcular la máxima altura a la que puede llegar el relleno hidráulico en interior mina, es necesario considerar la Ecuación de Bernoulli.

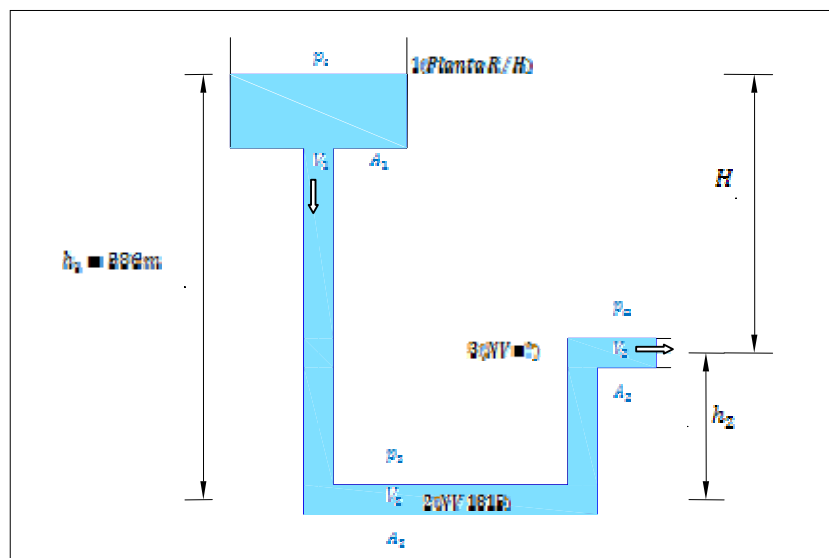


Figura N° 23: Esquema del sistema de tuberías de relleno hidráulico.

Donde:

$A =$ Área de la sección de la tubería

$V =$ Velocidad de la pulpa

p = Presión

p_a = Presión atmosférica

h = Altura

H = Diferencia de cotas entre la Planta R/H y el pto.3

g = Aceleración de la gravedad = 9.81 m/s^2

ω = Gravedad específica = 1.00 kg/L

Q = Caudal

Analizando por la *Ley de Bernoulli*:

$$Z_1 + \frac{p_1}{\omega} + \frac{(V_1)^2}{2g} = Z_3 + \frac{p_3}{\omega} + \frac{(V_3)^2}{2g} + H_{\text{pérdida}}$$

Donde, observando la figura anterior:

$$Z_1 = h_1 = 586 \text{ m}$$

$$V_3 = 4.59 \text{ m/s}$$

$$Z_3 = h_2$$

$$p_1 = p_3 = p_a$$

$$V_1 = 0$$

$$g = 9.81 \text{ m/s}^2$$

Entonces, reemplazando:

$$586 \text{ m} + \cancel{\frac{p_a}{\omega}} + 0 = h_2 + \cancel{\frac{p_a}{\omega}} + \frac{(4.59 \text{ m/s})^2}{2 \times 9.81 \text{ m/s}^2} + 505 \text{ m}$$

$$586 \text{ m} = h_2 + 1.07 \text{ m} + 505 \text{ m}$$

$$h_2 = 586 \text{ m} - (1.07 \text{ m} + 505 \text{ m}) = 79.93 \text{ m} \approx 80 \text{ m}$$

Por lo tanto el R/H alcanzará una altura máxima:

$$h_2 = 80 \text{ m}$$

3.4.9. GRADIENTE HIDRÁULICA (GH)

Se llama así a la pérdida de carga por unidad de longitud, está dada por:

$$GH = \frac{H_{pct}}{L}$$

Donde:

$$\begin{aligned} H_{pct} &= \text{Pérdida de carga total (m)} \\ L &= \text{Longitud total de la tubería (m)} \end{aligned}$$

Reemplazando:

$$GH = \frac{505 \text{ m}}{2060 \text{ m}} = 0.2451 \text{ m/m} \approx 24.51 \text{ m/100m}$$

$$GH \approx 24.51 \text{ m/100m}$$

3.4.10. MÁXIMA DISTANCIA HORIZONTAL (DH)

La máxima distancia horizontal a que podrá ser enviada la pulpa debido al impulso adquirido durante su caída vertical (gravedad), está dada por:

$$DH = \frac{h \times \phi \times 2g}{w \times c}$$

Donde:

h = altura de caída (m)

g = gravedad (9.81 m/s²)

ϕ = diámetro de la tubería (0.10 m)

c = coeficiente = 0.00045 para $\phi 4''$.

w = coeficiente de resistencia,
determinado por:

$$w = w \left[C_{pu} + \frac{0.0018}{\frac{V \times \phi}{2}} \right]$$

Donde:

ω = densidad de la pulpa (1900 kg/m^3)

V = velocidad de la pulpa (4.59 m/s)

C_{pm} = constante para pulpas (para este caso: $C_{pm} = 0.3$)

Luego:

$$w = 1900 \left[0.3 + \frac{0.0018}{\frac{4.59 \times 0.10}{2}} \right]$$

$$w = 584.90$$

Reemplazando en la ecuación de DH , tenemos:

$$DH = \frac{h \times 0.10 \times 2 \times 9.81}{584.90 \times 0.00045}$$

$$DH = 7.4543 h$$

$$DH = 7.5 h$$

Por lo tanto se tiene un ratio de acción del relleno de $1:7.5$; lo cual significa que para 1 m de caída vertical se tiene un empuje horizontal de 7.5 m en longitud equivalente, como se observa en la figura siguiente:

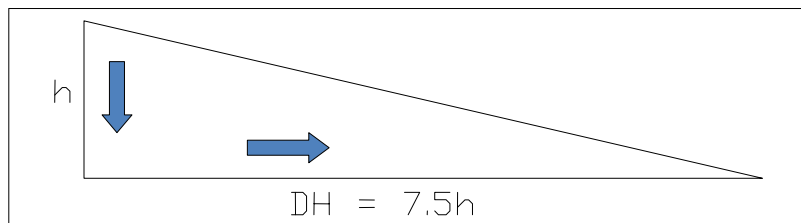


Figura N° 24: Distancia máxima horizontal

3.5.0. CÁLCULOS DE LOS PARÁMETROS MAS IMPORTANTES DE LA PULPA DEL RELLENO HIDRÁULICO

En este acápite, se presentarán los parámetros más importantes de la pulpa que ingresa a las labores de explotación de interior mina y que, además, son cantidades sujetas a determinarse satisfaciendo ciertos valores condicionales.

Los datos para efectos de cálculos, han sido obtenidos a partir de las muestras tomadas del tanque agitador y mezclador.

3.5.1. DENSIDAD DE LA PULPA

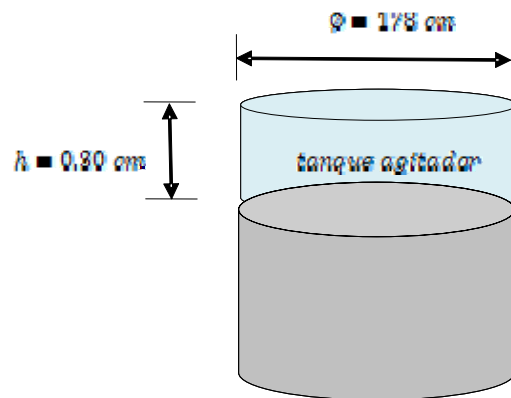
Para determinar la densidad de la pulpa se tomaron ocho muestras del tanque agitador en la planta de relleno hidráulico; y se utilizó la balanza “*Marcy*” para obtener las densidades.

DENSIDAD DE LA PULPA	
N° DE MUESTRA	g / L
1°	1950
2°	1800
3°	1900
4°	1900
5°	2000
6°	1850
7°	1950
8°	1850
PROMEDIO	1900

Entonces, la densidad promedio de la pulpa será: **$P = 1900 \text{ g/L}$** .

3.5.2. CAUDAL DEL RELLENO HIDRÁULICO QUE LLEGA AL TAJEO (*Q*)

Para calcular el caudal (*Q*) del relleno hidráulico que llega al tajeo, se tomaron diversos datos como: el diámetro del tanque, altura que bajó la pulpa en el tanque agitador y los tiempos.



Luego:

$$\begin{aligned}
 \text{Diámetro } (\varnothing) &= 1.78 \text{ m} \\
 \text{Altura } (h) &= 0.30 \text{ m} \\
 \text{Volumen } (V) &= \pi r^2 h \\
 \text{Volumen} &= \pi \times (1.78/2)^2 \times 0.30 \\
 \text{Volumen} &= 0.7465 \text{ m}^3
 \end{aligned}$$

Tiempo promedio en que bajo el Relleno Hidráulico en el tanque agitador.

TOMA DE TIEMPOS	
N° DE MUESTRA	UNIDAD (s)
1°	28
2°	30
3°	29
4°	29
5°	30
6°	29
7°	28
8°	29
PROMEDIO	29

Tiempo promedio = 29 segundos.

Luego el caudal de relleno hidráulico que llega al tajeo será:

$$\begin{aligned}
 Q &= V/t \\
 Q &= 0.7465 \text{ m}^3 / 29 \text{ s} \\
 Q &= 0.0257 \text{ m}^3 / \text{s}
 \end{aligned}$$

$$Q = (0.0257 \text{ m}^3 / \text{s}) (60 \text{ s} / \text{min}) (91 / 3.785 \text{ L}) (1000 \text{ L} / \text{m}^3)$$

$$Q = 407.40 \text{ GPM}$$

$$Q = 92.67 \text{ m}^3 / \text{h}$$

3.5.3. VELOCIDAD DEL RELLENO HIDRÁULICO CON QUE INGRESA AL TAJEO POR TUBERÍAS DE 4" (V)

En la sección anterior, se halló que el caudal del relleno hidráulico que llega al tajeo es de 407.40 GPM, es decir 92.67 m³/h ó 0.02570 m³ / s.

Entonces:

$$v = Q/A$$

Donde:

A = área de la sección de la tubería de 4"Ø

$$A = \pi r^2 = \pi (0.0508 \text{ m})^2 = 0.0081 \text{ m}^2$$

Luego:

$$V = \frac{0.0257 \text{ m}^3 / \text{s}}{0.0081 \text{ m}^2}$$

$$V = 3.18 \text{ m/s} = 10.41 \text{ pies/s}$$

3.5.4. CONSTANTE DE SÓLIDOS (K)

$$K = \frac{S - 1}{S}$$

Donde:

$$S = \text{Gravedad específica de los sólidos} = 2.65$$

Luego:

$$K = \frac{2.65 - 1}{2.65}$$

$$K = 0.6226$$

3.5.5. PESO DE SOLIDO SECO EN UN LITRO DE PULPA (W)

$$W = \frac{P - 1000}{K}$$

Donde:

P = Densidad de la pulpa = 1900 g/L

K = Constante de sólidos = 0.6226

Luego:

$$W = \frac{1900 - 1000}{0.6226}$$

$$W = 1445.55 \text{ g/L}$$

3.5.6. PORCENTAJE DE SÓLIDOS POR PESO EN LA PULPA (P_w)

$$P_w = 100 \times \frac{P - 1000}{PK}$$

Donde:

P = Densidad de la pulpa = 1900 g/L

K = Constante de sólidos = 0.6226

Luego:

$$P_w = 100 \times \frac{1900 - 1000}{1900 \times 0.6226}$$

$$P_w = 76.08 \%$$

3.5.7. RELACIÓN: PESO LÍQUIDO A PESO SÓLIDO (G)

$$G = \frac{100 - P_w}{P_w}$$

Donde:

P_w = Porcentaje de sólidos por peso = 76.08 %

Luego:

$$G = \frac{100 - 76.08}{76.08}$$

$$G = 0.3144$$

3.5.8. RELACIÓN VOLUMÉTRICA DE LÍQUIDOS A SÓLIDOS (L)

$$L = G \times S$$

Donde:

G = Relación: peso líquido / peso sólido = 0.3144

S = Gravedad específica de los sólidos = 2.65

Luego:

$$L = 0.3144 \times 2.65$$

$$L = 0.833$$

3.5.9. TONELAJE DE SÓLIDOS POR HORA QUE LLEGA AL TAJEO (T)

En los párrafos anteriores se calculó el peso de sólidos en un litro de pulpa ($W = 1.44555 \text{ kg/L}$), así como el caudal del relleno hidráulico que llega al tajeo ($Q = 407.40 \text{ GPM}$).

Entonces:

$$T = 1.44555 \frac{\text{kg}}{\text{L}} \times 407.40 \frac{\text{gal}}{\text{min}} \times \frac{3.785 \text{ L}}{\text{gal}} \times \frac{60 \text{ min}}{\text{hora}} \times \frac{\text{ton}}{1000 \text{ kg}}$$

$$T = 133.74 \text{ ton/h}$$

3.5.10. VOLUMEN DE LÍQUIDO ENVIADO POR HORA AL TAJEO (V_l)

Se tiene la siguiente relación:

$$\text{Peso de líquido} = T \times G$$

Donde:

$$G = \text{Relación: peso líquido / peso sólido} = 0.3144$$

$$T = \text{Peso del sólido} = 133.74 \text{ ton/h}$$

Luego:

$$\text{Peso de líquido} = 0.3144 \times 133.74 \text{ ton/h}$$

$$\text{Peso de líquido} = 42.05 \text{ ton/h}$$

Considerando 1.00 g/cm^3 ó 1.00 kg/L el peso específico del líquido (agua) se tendrá lo siguiente:

$$V_l = 42.05 \frac{\text{ton}}{\text{h}} \times \frac{1000 \text{ kg}}{\text{ton}} \times \frac{1 \text{ L}}{\text{kg}} \times \frac{1 \text{ m}^3}{1000 \text{ L}}$$

$$V_l = 42.05 \text{ m}^3/\text{h}$$

3.5.11. VOLUMEN DE SÓLIDO ENVIADO POR HORA AL TAJEO (V_s)

Como ya se ha calculado la relación volumétrica de líquido a sólido ($L = 0.833$), y además conocemos el volumen de líquido por hora enviado al tajeo ($V_l = 42.05 \text{ m}^3/\text{h}$), entonces podemos calcular el volumen de sólido que llega al tajeo por hora:

$$V_s = \frac{V_l}{L} = \frac{42.05 \text{ m}^3/\text{h}}{0.833}$$

$$V_s = 50.48 \text{ m}^3/\text{h}$$

3.6.0. PROCESO DE RELLENADO DE UN TAJEO

3.6.1. PREPARADO DEL TAJEO

El primer paso es la limpieza del mineral fino que queda en el tajeo; luego se prepara el tajeo para el relleno tapando todas las zonas de posibles fugas del material de relleno colocando tapones o barreras; en esta operación se utiliza madera redonda de 6" x 10' para los postes, y tablas de 2" x 8" x 10' para el enrejado dejando un espacio de 2" entre tablas. Estas barreras se cubren con tela de polipropileno o poliyute (de 8 a 10 onzas de peso por metro cuadrado), la cual se clava a las tablas un tanto floja para que el relleno pueda amoldarse a las formas de la madera. El contorno de esta tela va fijada a la pared del tajeo con una mezcla de cemento y yeso (diablo fuerte).

Otra cuadrilla de operarios va instalando la tubería de polietileno de 4" hacia el tajeo a rellenar desde la red de tubería principal de relleno. Cabe señalar que el relleno es enviado desde superficie (NV 2375) hasta los niveles inferiores (NV 1937 y NV 1815) a través de una tubería de 4" por gravedad y que luego desde los niveles inferiores se reparten a las diferentes labores a rellenarse.

3.6.2. RELLENADO DEL TAJEO

Una vez preparado el tajeo, el operador de superficie procede a enviar agua para lavar la red de tuberías con la finalidad de evacuar posibles vestigios de relleno de anteriores envíos y comprobar que la tubería no esté atorada.

En seguida el operador de interior mina observa que llegue el agua al tajeo y se comunica por teléfono con el operador de superficie solicitando el envío de la pulpa.

En lo posible debe evitarse que las barreras no reciban el impacto directo de la pulpa para evitar deterioros de la misma.

El proceso de rellenado continúa hasta que el operador de interior mina comunique el termino del proceso o alguna parada por algún problema; este operador debe cuidar que el drenaje de agua se realice correctamente, para lo cual se utiliza tubos ranurados de $\varnothing 4"$.

El relleno utilizado llega a percolar a 12 cm/hora necesitando esperar menos de 2 horas para el secado de dicha lama para continuar con el proceso de minado.

En la práctica se ha comprobado que un coeficiente de permeabilidad de 10 cm/hora es el ideal para la consolidación de un relleno. Un coeficiente de permeabilidad menor de 3 cm/hora se dice que demora excesivamente en eliminar el agua; en cambio un coeficiente de permeabilidad mayor de 20 cm/hora puede causar el fenómeno de embudo, por el cual se forma pequeños conductos abiertos dentro de la masa de relleno a través de los cuales fluye la pulpa a gran velocidad saliendo buena cantidad de relleno a las galerías.

En la Mina Jimena, no se tiene problemas con la percolación, ni con la resistencia al hundimiento de relleno una vez rellenado el tajeo; pues el relleno resiste pisadas de un hombre (0.5 Kg/cm^2) desde el momento que esta rellenándose el tajeo. El relleno tiene una resistencia de hundimiento de 0.80 kg/cm^2 a las 12 horas de vaciado la pulpa.

Al culminar el proceso de rellenado, el operador de superficie debe enviar agua para lavar la tubería.

En la **Figura N° 25** se esquematiza el proceso de minado de un tajeo con corte y relleno hidráulico en forma ascendente.

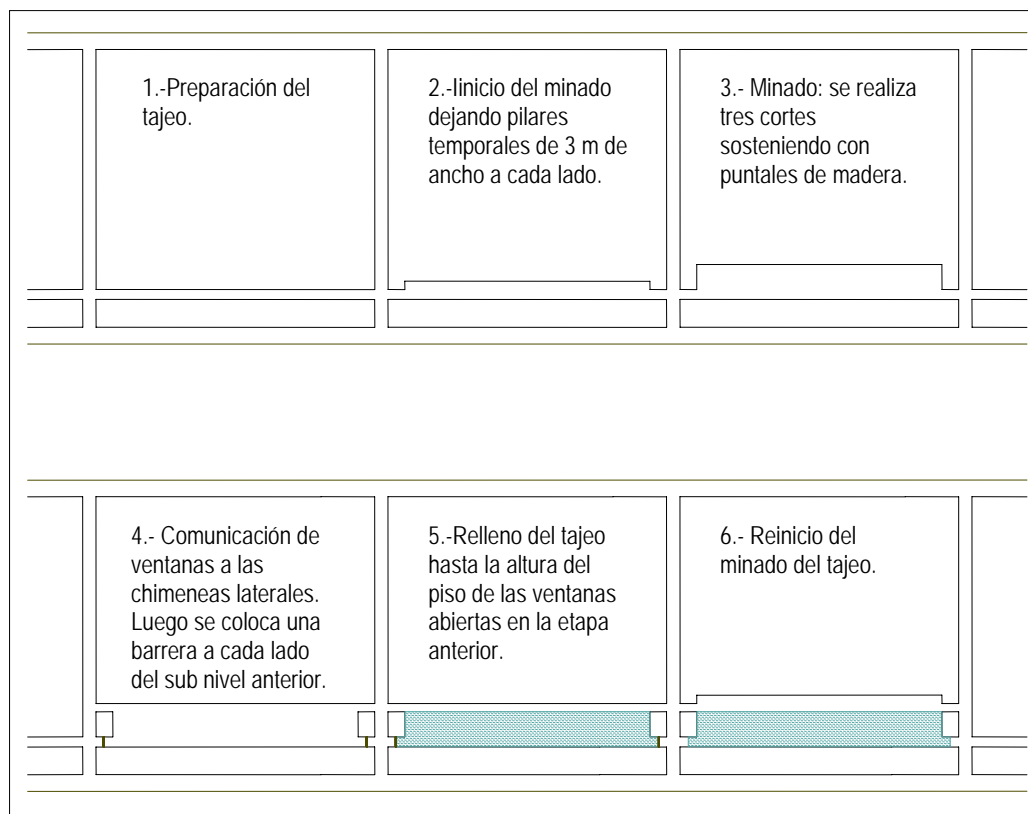


Figura N° 28: Proceso de minado de un tajeo con aplicación de R/H.

3.6.3. PROBLEMAS EN EL PROCESO DE RELLENADO

En la mina Jimena los problemas más comunes en los primeros días de aplicación del relleno hidráulico fueron los atoros de tuberías, estos se debía principalmente a la falta de experiencia del personal encargado de enviar el agua y la pulpa desde la planta de relleno. Luego estos problemas se están minimizando al tener un personal cada vez más experimentado.

Las filtraciones y escapes de la pulpa son otro problema, los cuales se producen por una mala preparación del tajeo. Esto causa inundación de las rampas, galerías y pozas de decantación de los niveles inferiores (NV 1815 y NV 1847).

Los desgastes de tuberías son consecuencia del rozamiento de la pulpa contra las paredes de la tubería. La duración de las tuberías depende de la ubicación y ángulo de inclinación que tengan. Las tuberías instaladas verticalmente tiene poco desgaste cuando están instaladas a plomo y bien aseguradas; mientras que las tuberías instaladas en forma horizontal tienen un mayor desgaste en la parte inferior, por lo que es recomendable hacer una rotación de las tuberías cada cierto tiempo para tener un desgaste uniforme.

3.6.4. TIEMPO NETO DE RELLENO DE UN TAJEO

En los acápites anteriores se determinó que la pulpa del relleno hidráulico tiene una composición en peso de 76% d sólidos y 24% de agua aproximadamente.

También se considerará en forma supuesta que por el proceso de drenaje se elimine solamente agua, logrando al final un relleno in-situ con una composición aproximada del 85% de sólidos y 15% de agua, entonces si podremos calcular el tiempo neto de relleno de un tajeo.

Dimensiones del tajeo:

$$\text{Volumen del tajeo (V)} = l \times a \times h = A \times h$$

Donde:

V = Volumen del tajeo en m^3

A = Área de la base del tajeo en m^2

l = Longitud del tajeo en m

a = Ancho del tajeo en m

h = Altura del tajeo en m

Alimentación de la pulpa al tajeo:

En secciones anteriores, se calculó datos sobre la pulpa que llega al tajeo, estos datos se resume como condiciones iniciales en el cuadro siguiente:

DESCRIPCIÓN	PESO (W)			VOLUMEN (V)			DENSIDAD (γ)	
	(TM/h)	(TM/min)	%W	(m³/h)	(m³/min)	%V	(TM/m³)	(g/L)
Sólidos (s)	133.74	2.23	76%	50.48	0.84	55%	2.65	2649
Agua (a)	42.05	0.70	24%	42.05	0.70	45%	1.00	1000
Pulpa (p)	175.79	2.93	100%	92.53	1.54	100%	1.90	1900

Condiciones de descarga:

Líneas arriba se mencionó que en la descarga de la pulpa se tiene una composición de 76% de sólidos y 24% de agua. También se supone que al final se logra un relleno in-situ con una composición de 85% de sólidos y 15% de agua aproximadamente, asimismo se asume que por el drenaje se elimina solamente agua.

Entonces se tiene:

Condiciones Iniciales:

$$W_s = 0.76W_p$$

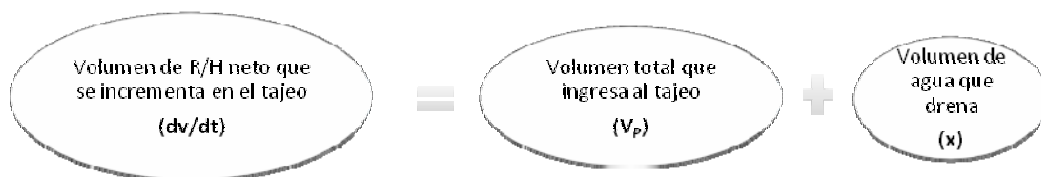
$$W_a = 0.24W_p$$

Condiciones Finales:

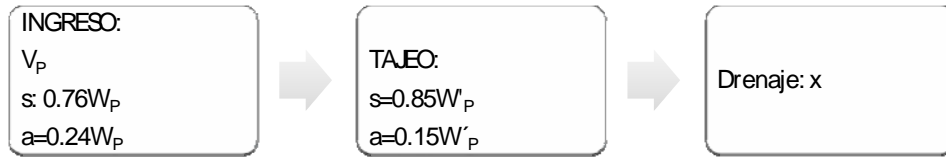
$$W'_s = 0.85W'_p$$

$$W'_a = 0.15W'_p$$

Ahora, para calcular el tiempo dt , donde $dt = 1\text{min}$, se tendrá los siguientes volúmenes:



$$\text{Entonces: } dv/dt = V_p - x$$



Esquema explicativo: $dv/dt = V_p - x$

El incremento de la altura de R/H en un tiempo dt será el siguiente:

Como:

$$h = \frac{V}{A}$$

y

$$dh = \frac{dV}{a}$$

; entonces tendremos que:

$$\frac{dh}{dt} = \frac{1}{A}(V_p - x) \dots \dots \dots (a)$$

$$A dh = (V_p - x) dt$$

Resolviendo la ecuación diferencial se tiene:

$$dt = \frac{A}{V_p - x} dh \dots \dots \dots (Ecuación diferencial de variables separables)$$

Integrando:

$$\int_0^t dt = \int_0^h \frac{A}{V_p - x} dh$$

$$[t]_0^t = \left[\frac{Ah}{V_p - x} + C \right]_0^h$$

Donde: $C =$ constante de integración

Para: $t = 0$ $h = 0$ $C = 0$

Luego:

$$t = \frac{Ah}{V_p - x}$$

Entonces, el tiempo necesario para rellenar un tajeo con R/H hasta una altura "h" será:

$$t = \frac{Ah}{V_p - x} \dots\dots\dots (\beta)$$

Cantidad de agua "x" que se drena por unidad de tiempo:

De acuerdo a las condiciones iniciales y finales de descarga, se tiene que:

DESCRIPCIÓN	PULPA	SOLIDO	AGUA
<i>Condiciones Iniciales</i>	W_p	$0.76W_p$	$0.24W_p$
<i>Condiciones Finales</i>	W'_p	$0.85W'_p$	$0.15W'_p$

Pero:

$$\left[\begin{array}{l} \text{Peso del sólido} \\ \text{que ingresa} \end{array} \right] = \left[\begin{array}{l} \text{Peso del sólido} \\ \text{que se queda} \end{array} \right]$$

$$0.76 W_p = 0.85 W'_p$$

El peso final de pulpa será:

$$W'_p = \frac{0.76}{0.85} W_p = 0.89 W_p \dots\dots\dots (\gamma)$$

La cantidad final de agua será:

$$W'_a = 0.15 W'_p = 0.15 (0.89 W_p) = 0.13 W_p$$

Entonces el peso de agua drenada será:

$$x = W_a - W'_a = 0.24 W_p - 0.13 W_p = 0.11 W_p \dots\dots\dots (8)$$

Aquí nos referimos indistintamente a peso o volumen de agua, pues supondremos que su gravedad específica es 1.00 por lo tanto, "x" puede ser expresado en: TM/min ó m^3/min .

Tiempo neto de rellenado del tajeo, hasta una altura "h":

Como:

$$V_p = 1.54 m^3/min \dots\dots\dots (condición inicial)$$

$$W_p = 2.93 TM/min \dots\dots\dots (condición inicial)$$

De (8):

$$x = 0.11 W_p = 0.11 \times 2.93 = 0.32$$

Reemplazando valores en la ecuación (9):

$$t = \frac{Ah}{V_p - x} = \frac{Ah}{1.54 - 0.32} = \frac{Ah}{1.22}$$

$$t = \frac{Ah}{1.22} \dots\dots\dots (1)$$

Las unidades son:

$$A = \text{metros cuadrados (m}^2\text{)}$$

$$h = \text{metros (m)}$$

$$t = \text{minutos (min)}$$

A continuación se presentara un ejemplo ilustrativo real del tiempo neto de rellenado de un tajeo:

Dimensiones del tajeo:

$$i = 40 \text{ m}$$

$$a = 2 \text{ m}$$

$$h = 6 \text{ m}$$

$$A = 80 \text{ m}^2$$

Remplazando datos en la formula (2):

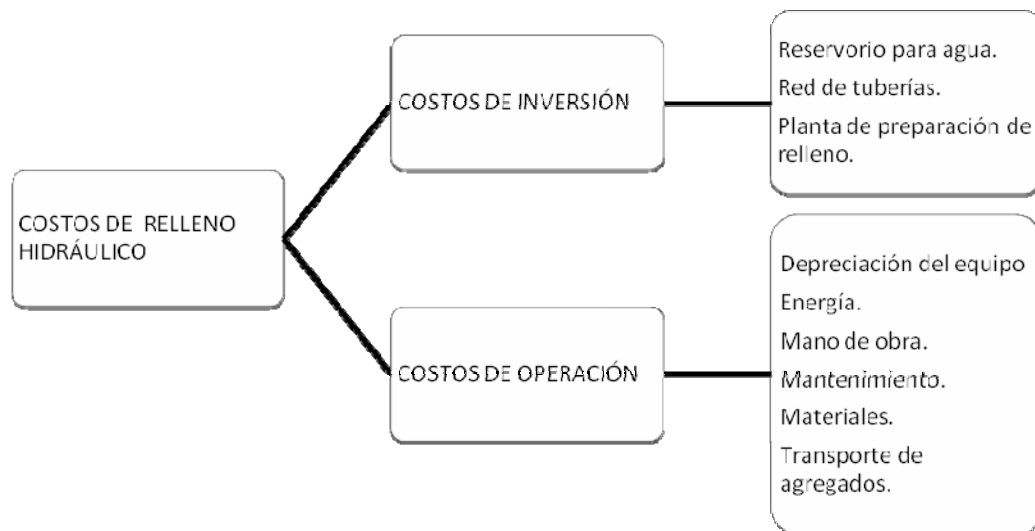
$$t = \frac{80 \times 6}{1.22} = 393.44 \text{ min} \approx 6.56 \text{ horas}$$

CAPITULO IV

4.0.0. CONSIDERACIONES ECONÓMICAS DEL PROYECTO DE RELLENO HIDRÁULICO

4.1.0. GENERALIDADES

Los costos de un sistema de relleno hidráulico incluyen: costos de inversión y costos de operación. En la implementación del Sistema de Relleno Hidráulico en Compañía Minera Poderosa S. A. se consideran los siguientes costos:



4.2.0. COSTO DE INVERSIÓN

En el costo de inversión se considera el costo de materiales y los costos de instalación realizados en: reservorio de agua para abastecer a la planta, red de tuberías para el relleno hidráulico, y la planta de relleno hidráulico.

4.2.1. RESERVORIO PARA AGUA

En el cuadro siguiente se resume la inversión realizada en el reservorio:

ITEM	DESCRIPCIÓN	CANTIDAD	UNID.	PU (US\$)	COSTO (US\$)
1	TUBO POLIETILENO 2" CLASE 10	300	m	1.49	447.60
5	TUBO POLIETILENO 4" CLASE 10	900	m	4.85	4363.20
2	GEOMENBRANA TORODIN HYDROS	175	m 2	5.31	929.25
3	ALAMBRE NEGRO 16	10	kg	0.89	8.92
4	GEOTEXTIL NO TEJIDO MACTEX MT 300/MT 200	120	m 2	0.93	111.72
5	Costo de intalación				15000.00
COSTO TOTAL					\$20,861

Cuadro N° 21. Inversión en reservorio para agua.

4.2.2. TUBERÍAS

La inversión realizada en tuberías se explica en el cuadro siguiente:

ITEM	DESCRIPCIÓN	CANTIDAD	UNID.	PU (US\$)	COSTO (US\$)
1	Tuberías de polietileno de 4"PN-12.5	1000	m	5.90	5896.00
2	Tuberías de acero SCH 80 S/C de 4"	1800	m	32.17	57900.60
3	NIPLE SCH80	250	unid.	5.99	1497.50
4	UNION VITAULIC	520	unid.	9.34	4858.36
5	VALVULA BOLA ACERO INOXIDABLE 2"	2	unid.	39.35	78.69
6	VALVULA BOLA ACERO INOXIDABLE 2"	1	unid.	36.42	36.42
7	VALVULA BOLA ACERO INOXIDABLE 4"	1	unid.	266.50	266.50
8	BRIDA DE ACERO P/TUBERIA 6"	16	unid.	12.06	192.96
9	CEMENTO GRIS	400	bolsa	4.83	1932.40
12	Alcayatas	1000	unid.	7.56	7563.00
10	Otros materiales				7388.37
14	Costo de intalación				23621.59
COSTO TOTAL					\$111,232

Cuadro N° 22. Inversión en tuberías.

4.2.3. PLANTA

En la planta de relleno hidráulico se realizó la inversión que se muestra en el cuadro siguiente:

ITEM	DESCRIPCIÓN	CANTIDAD	UNID.	PU (US\$)	COSTO (US\$)
1	Planta de chancado portátil	1	unid.	40000.00	40000.00
2	Tanque agitador	1	unid.	5000.00	5000.00
3	CEMENTO GRIS	989	bolsa	4.83	4777.86
4	FIERRO CORRUGADO 1/2" X 30"	252	pza.	5.63	1419.01
5	FIERRO CORRUGADO 5/8" X 30"	6	pza.	8.41	50.47
6	FIERRO CORRUGADO 3/8" X 30"	62	pza.	3.19	197.59
7	TUBO CONDUIT 3/4" X 3.00M	15	pza.	7.35	110.31
8	TUBO DE ACERO SCH-40 S/C	3	pza.	114	342.00
9	TUBO DE FIERRO NEGRO 3" X 20"	21	pza.	36.721	771.14
10	TUBO DE FIERRO NEGRO 1.1/4" X 21"	26	pza.	12.62	328.12
11	TUBO DE FIERRO NEGRO 1.3/4" X 6 MTS	46	pza.	18	828.00
12	TUBO DE FIERRO NEGRO 4" X 21"	6	pza.	52.38	314.28
13	TUBO DE FIERRO NEGRO 2" X 20"	18	pza.	24.985	449.73
14	TUBO DE FIERRO NEGRO 1/4" X 20'	6	pza.	4.648	27.89
15	TUBO DE FIERRO NEGRO 3" X 20"	6	pza.	44.206	265.24
16	VIGA DE FIERRO "H" 6" X 15LB X 30^	1	pza.	185.98	185.98
17	VIGA DE FIERRO "H" 8" X 8" X 20"	3	pza.	378.40	1135.20
18	VIGA DE FIERRO "H" 8" X 31 LBS X 20'	3	pza.	286.69	860.07
19	Otros Materiales				4536.22
20	Obras Civiles				80000.00
COSTO TOTAL					\$141,599

Cuadro N° 23: Inversión en planta para relleno hidráulico.

A continuación se presenta un resumen de la inversión realizada en el proyecto de relleno hidráulico:

RESUMEN DEL COSTO DE INVERSIÓN			
DESCRIPCION	COSTO MATERIALES	COSTO DE INSTALACION	SUB TOTAL
TUBERIAS	87611	23622	\$111,232.39
RESERVORIO	5861	15000	\$20,860.69
PLANTA	61599	80000	\$141,599.10
TOTAL	\$155,070.59	\$118,621.59	\$273,692.18

Cuadro N° 24: Resumen de la inversión para relleno hidráulico.

4.3.0. COSTO DE OPERACIÓN DEL SISTEMA DE RELLENO HIDRÁULICO

4.3.1. COSTO DE DEPRECIACIÓN DEL EQUIPO

La tasa de depreciación anual en CMPSA es de **20 %**. Los cálculos del costo de depreciación se resumen en el cuadro siguiente:

COSTO DE DEPRECIACIÓN		
DESCRIPCION	UNIDAD	SUB TOTAL
Inversión inicial	\$	273692
Tasa de depreciación anual	%	20%
Depreciación anual	\$	54738
Producción de mineral mensual	TM	10000
Producción de mineral anual	TM	120000
Costo de depreciación	\$/TM	0.46

Cuadro N° 25. Costo de depreciación.

4.3.2. COSTO DE ENERGÍA

El costo de consumo de energía eléctrica se presenta en el cuadro siguiente:

COSTO DE ENERGIA					
DESCRIPCION	Horas/día	Potencia (HP)	Potencia (kw)	kw-h / día	S/. / día
Dos Bomba para agua - Glorita (15 HP)	5.00	15	11.19	55.93	18.46
Iluminacion (planta, reservorio de agua, etc)	12	27	20	240.00	79.20
Chancadora de rodillos y quijada (60 HP) y (4HP)	5.50	64	47.72	262.49	86.62
Zaranda (20HP)	5.00	20	14.91	74.57	24.61
Agitador (18HP)	5.00	18	13.42	67.11	22.15
SUB TOTAL		144	107.25	700.10	S/. 231.03
Precio unitario de energía en CMPSA	0.33	S/. X Kw-h			
Costo de energía	1.54	soles/m3 de relleno			
Costo de energía	0.54	soles/TM mineral			
Costo de energía	0.17	\$/TM mineral			

Cuadro N° 26. Costo de energía.

4.3.3. COSTO DE MANO DE OBRA

El costo de mano de obra que involucra el sistema de relleno hidráulico se resume en el siguiente cuadro:

COSTO DE MANO DE OBRA			
DESCRIPCION	tareas/día	S. / / tarea	S. / / día
Operarios de chancado	2	63.02	126.04
Operadores lanzado de agua	1	63.02	63.02
Maestro	1	71.40	71.40
Inspeccion red de tubería	1	63.02	63.02
Operador de relleno	2	63.02	126.04
Enmaderador	2	71.40	142.79
TOTAL			S/. 592.30
Costo de mano de obra	3.95	soles/m3 de relleno	
Costo de mano de obra	1.39	soles/TM mineral	
Costo de mano de obra	0.43	\$/TM mineral	

Cuadro N° 27: Costo de mano de obra.

4.3.4. COSTO DE MANTENIMIENTO

El costo de mantenimiento de la planta de relleno hidráulico y de los equipos de bombeo de agua se estimó ya que aun no se contaba con datos reales. Esta estimación está basada en experiencias similares de otras empresas mineras. En el cuadro siguiente se puede observar dicho costo:

COSTO DE MANTENIMIENTO (estimado de comparación con otras minas)		
Costo de mantenimiento	0.50	soles/m3 de relleno
Costo de mantenimiento	0.18	soles/TM mineral
Costo de mantenimiento	0.05	\$/TM mineral

Cuadro N° 28: Costo de mantenimiento.

4.3.5. COSTO DE MATERIALES

El costo de materiales se analiza en el cuadro siguiente:

COSTO DE MATERIALES				
DESCRIPCION	UNIDAD	CANT	P.U (S/.)	Total (S/.)
Madera redonda de 8" x 10'	TM	1.38	285.61	394.15
Poliute	m 2			
Tablas de 2" x 8" x 10'	pies 2	60.00	0.80	47.76
Cal (Kg)	Kg	172.69	0.41	69.94
TOTAL				S/. 511.84
Costo de materiales	3.41	soles/m3 de relleno		
Costo de materiales	1.20	soles/TM mineral		
Costo de materiales	0.37	\$/TM mineral		

Cuadro N° 29: Costo de materiales.

4.3.6. COSTO DE TRANSPORTE DE AGREGADOS

. Los costos de transporte se resumen en el cuadro siguiente:

COSTO DE TRANSPORTE DE AGREGADOS PARA EL RELLENO HIDRÁULICO			
DESCRIPCION (Para 152 m3 de desmonte y arena)	hr / día	PU (S/. / hr)	TOTAL (S/. / día)
Volquete para transportar arena del Nv. 2080	5.40	145.18	783.97
Pala para carguio de material Nv. 2080	3.20	93.85	300.32
Volquete para transportar desmonte de Glorita	2.50	54.80	137.00
Pala para carguio de desmonte de Glorita	3.20	93.85	300.32
Pala para mezclar los agregados	3.00	93.85	281.55
TOTAL			S/. 1,803.16
Costo de trasporte de agregados	12.02	soles/m3 de relleno	
Costo de trasporte de agregados	4.22	soles/TM mineral	
Costo de trasporte de agregados	1.30	\$/TM mineral	

Cuadro N° 30: Costo de transporte de agregados.

A continuación se presenta un cuadro donde se resume todos los costos de operación de relleno hidráulico:

RESUMEN DE COSTOS DE OPERACIÓN	\$/TM mineral
Costo de depreciación	0.46
Costo de mano de obra	0.43
Costo de trasporte de agregados	1.30
Costo de energía	0.17
Costo de materiales	0.37
Costo de mantenimiento	0.05
TOTAL DE COSTOS DE OPERACIÓN	2.77

Cuadro N° 31: Resumen de costos de operación de relleno hidráulico.

4.4.0. AHORRO CON LA APLICACIÓN DE RELLENO HIDRÁULICO:

El ahorro conseguido con el proyecto de relleno hidráulico se resume en el siguiente cuadro:

AHORRO CON EL RELLENO HIDRÁULICO		
Costo de Sostenimiento antes de aplicar RH	\$/TM	5.99
Costo de Sostenimiento aplicando RH (1)	\$/TM	1.83
Costo de RH (2)	\$/TM	2.77
Subtotal: (1) + (2)	\$/TM	4.60
Ahorro por tonelada	\$/TM	1.39
Ahorro Mensual	\$/mes	13910.49
Ahorro Anual	\$/año	166925.94

Cuadro N° 32: Ahorro en sostenimiento con la aplicación de RH.

CAPÍTULO V

5.0.0. EVALUACIÓN ECONÓMICA DEL PROYECTO

5.1.0. GENERALIDADES

La evaluación económica se realiza con la finalidad de definir si se debe invertir el capital en un proyecto o utilizarlo en una forma diferente. Para ello es necesario medir el valor del proyecto en función a los beneficios que genera y los costos que requiere.

Una vez tomada la decisión de invertir capital en un proyecto y cuando ya se ha realizado la inversión, los que suministran y administran el capital deben conocer los resultados financieros. Por lo tanto es necesario establecer procedimientos que puedan registrar y resumir los movimientos financieros relacionados con la inversión, determinando la eficiencia financiera.

En este caso el proyecto de relleno hidráulico no va a generar utilidades por ventas de productos, sino que generará un ahorro por disminución de los costos de operación. Para fines de evaluación el ahorro se tomará como ganancia o utilidad.

5.2.0. MÉTODOS DE EVALUACIÓN FINANCIERA

Debido a que siempre hay una depreciación de la moneda es necesario cuantificar el grado de riesgo y rentabilidad de la inversión a través de una tasa de interés pertinente.

Existen diferentes formas de comparar los costos con los beneficios de un proyecto. Dependiendo de esta comparación se puede obtener diversos coeficientes o magnitudes los cuales indicarán diferentes aspectos del valor del proyecto. A continuación se presenta algunos indicadores financieros más utilizados:

5.2.1. VALOR PRESENTE NETO (VPN)

Llamado también valor actual neto (VAN), es la suma algebraica de los valores actualizados de los costos y beneficios generados por el proyecto durante su horizonte de evaluación.

a. Valor actualizado

En lugar de homogenizar los valores en términos de desembolsos anuales, se puede realizar en términos de inversión inicial, reduciendo todos los pagos anuales al equivalente de un solo pago, efectuado junto con la inversión.

La fórmula que se utiliza para su cálculo es la siguiente:

$$P = A \left(\frac{1}{F_{rc}} \right) = A \times F_a$$

Donde:

P	= Capital prestado.
A	= Anualidad, serie de pagos efectuados a intervalos iguales de tiempo.
F_a	= Factor de actualización
F_{rc}	= Factor de recuperación de capital.

$$F_{rc} = \frac{[i(1+i)^n]}{[(1+i)^n - 1]}$$

Donde:

i	= Tasa de interés anual en porcentaje
n	= Horizonte o años de vida del proyecto

b. Fórmula del VAN.

$$VAN = \sum_{t=0}^n \left[\frac{B_t - C_t}{(1+i)^t} \right]$$

Donde:

B_t	= Beneficios durante el periodo t.
C_t	= Costos realizados en el periodo t.
i	= Tasa de interés anual en porcentaje
n	= Horizonte del proyecto

c. Regla de decisión:

$VAN > 0$, se realiza o se continúa el proyecto.

$VAN = 0$, es indiferente, se debe considerar el riesgo.

$VAN < 0$, se rechaza el proyecto.

Cuando existen varios proyectos de comparación se elige el que tenga mayor VAN.

5.2.2. TASA INTERNA DE RETORNO (TIR)

Llamada también tasa interna de recuperación. Se define como aquella tasa de descuento para el cual el VAN resulta igual a cero.

Se calcula generalmente por tanteos, ensayando sucesivas tasas de descuento que aproximen el valor del VAN cada vez más a cero. La interpolación y extrapolación de valores del VAN pueden ayudar a acercarse más rápidamente al verdadero valor de la TIR.

La TIR refleja el valor de rentabilidad total del proyecto, es decir equivale a la tasa de interés compuesto que se tendría que obtener del capital invertido en el proyecto para percibir un flujo de beneficios netos financieramente equivalentes a los generados por el proyecto.

5.2.3. COEFICIENTE BENEFICIO-COSTO (B/C)

Es el coeficiente que resulta de dividir la sumatoria de los beneficios actualizados entre la sumatoria de los costos actualizados generados por el proyecto a lo largo de su horizonte. Se calcula con la fórmula siguiente:

$$B/C = \frac{\sum_{t=0}^n \left[\frac{B_t}{(1+i)^t} \right]}{\sum_{t=0}^n \left[\frac{C_t}{(1+i)^t} \right]}$$

5.2.4. PERIODO DE RECUPERACIÓN DE LA INVERSIÓN

Se define como el tiempo requerido para que los beneficios netos del proyecto compensen al costo de inversión.

5.3.0. EVALUACIÓN ECONÓMICA DEL PROYECTO DE RELLENO HIDRÁULICO

Las consideraciones que se tomaron en cuenta para la evaluación económica del proyecto son las siguientes:

- Al reducir los costos de operación con la implementación del relleno hidráulico habrá un ahorro anual que se considera como beneficio.
- El costo de capital será de 15 % anual.
- El horizonte del proyecto será de tres años.
- La comparación entre el sistema actual, sin relleno hidráulico, y el proyecto se realizará en base a la producción de mineral de la zona norte de la compañía que es de 10000 TM/mes, sin considerar el incremento que se dará en el transcurso del año 2007 hasta alcanzar una producción de 13000 TM/mes sólo en la zona norte.

5.3.1. COSTO DE OPERACIÓN

Del capítulo 4 se tiene el siguiente resumen de los costos de operación del sistema de relleno hidráulico:

RESUMEN DE COSTOS DE OPERACIÓN	\$/TM mineral
Costo de depreciación	0.46
Costo de mano de obra	0.43
Costo de transporte de agregados	1.30
Costo de energía	0.17
Costo de materiales	0.37
Costo de mantenimiento	0.05
TOTAL DE COSTOS DE OPERACIÓN	2.77

A continuación se presenta el costo actual de sostenimiento en las labores de explotación sin aplicar el relleno hidráulico y el costo de sostenimiento aplicando el relleno hidráulico.

DESCRIPCION	NIVEL	1937	1907	1887	1887	1847	1840	1840	1840	1840	1827	1827	1827	PROMEDIO
		LABOR	TJ-8060	TJ-8250A	TJ-8320A	TJ-8320B	TJ-8415	TJ-8430	TJ-8415	TJ-8425	TJ-8490A	TJ-8490B	TJ-8490C	
	UNIDAD / METODO	FVR	FVR	FVR	FVR	FVR	FVR	FVR	FVR	CRA	FVR	FVR	FVR	
CARACTERISTICAS														
Potencia de veta	m	1.40	1.20	0.50	1.30	1.20	3.00	1.80	1.00	1.20	1.50	1.60	1.43	
Ancho de Minado	m	2.00	2.00	2.00	2.30	2.50	5.00	2.50	1.50	2.00	2.00	2.00	2.35	
Ancho de Labor	m	2.00	2.00	2.00	2.30	2.50	5.00	2.50	1.50	2.00	2.00	2.00	2.35	
Ley sin diluir	g Au/ton	14.00	14.71	45.00	45.00	50.00	24.00	25.00	14.00	45.00	35.00	33.00	31.34	
Ley Diluida	g Au/ton	9.80	8.83	11.25	25.43	24.00	14.40	18.00	9.33	27.00	26.25	26.40	18.24	
Dilución	%	30.00%	40.00%	75.00%	43.48%	52.00%	40.00%	28.00%	33.33%	40.00%	25.00%	20.00%	38.80%	
Contenido fino por corte	oz Au	34.84	65.38	33.33	173.33	44.44	426.67	100.00	55.72	120.00	217.78	195.56	133.37	
Hombres-gdia	tareas/gdia	2	2	2	2	3	3	2	2	3	3	3	2.45	
Longitud de corte	m	12.00	25.00	10.00	20.00	5.00	40.00	15.00	29.00	15.00	28.00	25.00	20.36	
Precio de oro (21/11/06)	\$ / oz	592.80	592.80	592.80	592.80	592.80	592.80	592.80	592.80	592.80	592.80	592.80	592.80	
Valor bruto del mineral	\$ / ton	168.10	151.39	192.97	436.28	411.67	247.00	308.75	160.10	463.13	450.27	452.84	312.96	
Costo de producción	\$ / TMT	99.38	99.38	99.38	99.38	99.38	99.38	99.38	99.38	99.38	99.38	99.38	99.38	
Valor neto del mineral	\$ / ton	68.72	52.01	93.59	336.90	312.29	147.62	209.37	60.72	363.75	350.89	353.46	213.58	
Costo de minado	\$ / ton	13.16	12.71	14.85	14.01	11.72	14.80	12.71	10.66	15.00	15.00	17.88	13.86	
PERFORACIÓN	\$ / ton	1.14	1.14	1.14	1.14	1.14	1.14	1.14	1.03	1.14	1.14	1.14	1.13	
VOLADURA	\$ / ton	0.82	0.82	0.82	0.82	0.85	0.83	0.81	0.83	0.86	0.86	0.86	0.83	
LIMPIEZA	\$ / ton	0.98	1.17	0.98	0.98	1.17	2.35	1.17	0.98	1.17	1.17	1.17	1.21	
SOSTENIMIENTO	\$ / ton	6.36	6.36	6.36	5.53	4.20	6.10	5.08	1.83	5.15	5.15	7.81	5.99	
RELLENO DETRITICO	\$ / ton													
RELLENO HIDRAULICO	\$ / ton								2.77				1.79	
CARGUIO / ACARREO (scoop)	\$ / ton	1.97	0.70	3.04	3.04	1.51	1.16	1.27		3.83	3.83	4.06	2.44	

5.3.2. AHORRO ANUAL

Del cuadro anterior se calcula el ahorro en **\$/TM** que generará el proyecto y el ahorro en sostenimiento anual total. El cuadro siguiente muestra el ahorro que genera el proyecto en el sostenimiento de las labores de explotación:

AHORRO CON EL RELLENO HIDRÁULICO		
Costo de Sostenimiento antes de aplicar RH	\$/TM	5.99
Costo de Sostenimiento aplicando RH (1)	\$/TM	1.83
Costo de RH (2)	\$/TM	2.77
Subtotal: (1) + (2)	\$/TM	4.60
Ahorro por tonelada	\$/TM	1.39
Ahorro Mensual	\$/mes	13910.49
Ahorro Anual	\$/año	166925.94

Adicional al ahorro explicado en el cuadro anterior se tiene también un ahorro adicional al incrementar la vida útil de la desmontera de la mina Papagayo. Un segundo ahorro adicional es la mayor recuperación de finos del mineral roto al tener un piso mucho más homogéneo como es el del relleno hidráulico el cual mejora la limpieza del mineral. En el cuadro siguiente se resume el ahorro generado al aplicar el proyecto de relleno hidráulico:

Descripción de Ahorros (\$/año)	AÑO 0	AÑO 1	AÑO 2	AÑO 3
Reducción de costos de sostenimiento al aplicar RH	0	166926	166926	166926
Mayor vida útil de desmontera	0	92200	0	0
Mayor recuperación de finos	0	296301	296301	296301
AHORRO TOTAL	0	\$555,427	\$463,227	\$463,227

Cuadro N° 33. Ahorro total por año con la aplicación de RH.

5.3.3. APLICACIÓN DE LOS MÉTODOS DE EVALUACIÓN FINANCIERA

Para calcular los coeficientes financieros se tendrá en cuenta una tasa de interés anual del **15 %** y un horizonte del proyecto de tres años. En el cuadro siguiente se resume los factores a considerarse en la evaluación financiera:

COSTO DE INVERSION (\$) **\$273,692**

COSTO DE OPERACIÓN MENSUAL (\$) **\$27,690**

AÑOS	AÑO 0	AÑO 1	AÑO 2	AÑO 3
INVERSION INICIAL	-273692	0	0	0
COSTO DE OPERACION (ANUAL)	0	-332274	-332274	-332274
AHORRO ANUAL	0	555427	463227	463227
Tasa de interés anual	15%	15%	15%	15%
UTILIDAD NETA	-\$273,692	\$223,153	\$130,953	\$130,953

Cuadro N° 34. Flujo de caja de proyecto de relleno hidráulico.

1) CÁLCULO DEL VAN

El **VAN** se calcula tomando como base la fórmula ya descrita en los párrafos anteriores:

$$VAN = \sum_{t=0}^n \left[\frac{B_t - C_t}{(1 + i)^t} \right]$$

Donde: $B_t - C_t = \text{Utilidad neta anual}$

Entonces:

$$VAN = \left[\frac{(-273\,692)}{(1 + 0.15)^0} \right] + \left[\frac{(223\,153)}{(1 + 0.15)^1} \right] + \left[\frac{(130\,953)}{(1 + 0.15)^2} \right] + \left[\frac{(130\,953)}{(1 + 0.15)^3} \right]$$

$$VAN = \$103\,477 > 0$$

2) CÁLCULO DEL TIR

Haciendo: $VAN = 0$

Se tiene:

$$463\,227 \times \left\{ \frac{[(1 + TIR)^3 - 1]}{[TIR(1 + TIR)^3]} \right\} = 615\,179$$

$$TIR = 40\% > 15\%$$

3) CÁLCULO DEL BENEFICIO / COSTO (B/C)

Para calcular el coeficiente financiero **B/C**, es necesario actualizar tanto el costo como el beneficio a lo largo del horizonte del proyecto, es decir en tres años.

Beneficio actualizado: \$ 989 413

Costo actualizado : \$ 615 179

Entonces:

$$B/C = (989\,413)/(615\,179)$$

$B/C = 1.61 > 1$; lo cual indica que el proyecto es rentable.

4) TIEMPO DE RECUPERACIÓN DE LA INVERSIÓN (n)

El tiempo de recuperación del capital invertido está dado por:

$$463\,227 \times \left\{ \frac{[(1 + 0.15)^n - 1]}{[0.15 (1 + 0.15)^n]} \right\} = 615\,179$$

Calculando:

$$n = 1.59$$

$$n = 2 \text{ años}$$

En el cuadro siguiente se presenta un resumen de los factores financieros:

DESCRIPCIÓN	AÑO 0	AÑO 1	AÑO 2	AÑO 3	TOTAL
VAN	-273692	194046	99019	86104	105477
(TIR: VAN=0)	-273692	159307	66739	47645	0

RESUMEN DE FACTORES FINANCIEROS DEL PROYECTO	
TIR	40%
VAN	\$105,477
BENEFICIO ACTUALIZADO	\$989,413
COSTO ACTUALIZADO	\$615,179
FACTOR: BENEFICIO/COSTO	1.61
TIEMPO PARA RECUPERAR LA INVERSION (años)	2

Cuadro N° 35: Factores financieros del proyecto de relleno hidráulico.

CAPITULO VI

6.0.0. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

Luego de haber realizado el análisis de la presente tesis, se llega a las siguientes conclusiones y recomendaciones:

6.1.0. Conclusiones

6.1.1. La aplicación del relleno hidráulico ofrece una serie de ventajas las cuales se traducen en la reducción de costos, mayor productividad y seguridad operacional.

6.1.2. Con la aplicación del relleno hidráulico se considera aprovechar un 40% a 50% del desmonte producto de los avances de la mina, esto se traduce en mayor vida útil de la desmontera actual, reduciendo el impacto ambiental negativo y aumentando la rentabilidad del proyecto.

6.1.3. Con la aplicación del relleno hidráulico el rendimiento por hombre guardia se incrementará de ~~4.71 TM/tarea~~ a ~~9.11 TM/tarea~~.

6.1.4. El consumo de madera por tonelada de mineral roto antes de aplicar relleno hidráulico es de ~~28.40 Kg/TM~~. Aplicando el relleno hidráulico se reduce a ~~4.60 kg/TM~~.

6.1.5. El costo de sostenimiento sin utilizar relleno hidráulico es de ~~5.99 \$/TM~~, al aplicar el relleno hidráulico este costo se reducirá a ~~1.83 \$/TM~~. Esta diferencia nos representaría ~~\$ 499,200~~ de ahorro en

sostenimiento básicamente con madera. El costo del relleno hidráulico es de **2.77 \$/TM**, esto representa **\$ 332,400** por año; por lo tanto se tendría un ahorro neto de **\$ 166,800** por año.

6.1.6. Ubicar la Planta de Relleno hidráulico en el **NV 2082** implicaba utilizar una bomba de desplazamiento positivo y el costo solamente de la bomba está aproximadamente en **\$250,000**.

6.1.7. Se tomó la decisión de ubicar la Planta de Relleno Hidráulico en el **NV 2375**, considerando que para vencer la resistencia de **2060 m** de tendido de tubería para llegar a los tajeos de Jimena 4, la planta debe de estar ubicado a una altura de **438 m**, considerando un ratio de alcance del relleno de **1 a 6**. Los cálculos indican que el relleno por un **1 m** de vertical tiene un alcance de **7.5 m** en horizontal, pero por seguridad se trabajó con la relación de **1 a 6**.

6.1.8. Los agregados para el relleno hidráulico estarán formados por una mezcla de arena de la zona de Glorita y desmonte de los avances de la mina chancado al **100%** a **-3/8"** en relación **1 : 1**. También se adicionará cal a razón de **0.75 kg/TM** de mezcla para mejorar las propiedades ligantes de la mezcla.

6.1.9. Los análisis granulométricos determinaron que se tiene: D60 = 1893 micras y D10 = 152 micras, con lo cual se obtiene un coeficiente de uniformidad (CU) de 12.45.

6.1.10. La gravedad específica de la mezcla de agregados es de 2.65 con una densidad aparente de **1.54 g/cm³**.

6.1.11. El relleno hidráulico tendrá una densidad de pulpa: 1900 g/L, con un 76 % en contenido de sólidos.

6.1.12. Para obtener una pulpa homogénea es necesario unas 1400 RPM en el tanque agitador.

6.1.13. La prueba realizada de percolación indicó **4 cm/hora**.

6.1.14. De las pruebas de compactación se determinó que el relleno se compacta hasta en un **10 %**.

6.1.15. Para un volumen de producción de mineral de 333 TM/día ó 10,000 TM/mes, es decir de 3,509 m³/mes ó 116 m³/día, la producción de relleno debería ser de 40 m³/hora ó 200 m³/día de pulpa; pero luego de realizar las pruebas en tajeos se calculó un caudal de ingreso de 92 m³/hora, lo cual hace posible incrementar la producción.

6.1.16. El consumo de agua para la planta de relleno hidráulico será de **80 m³/día**. De los cuales **50 m³** se utilizarán para el transporte de los sólidos y **30 m³** para el lavado de tuberías.

6.1.17. Los factores financieros calculados considerando un horizonte para el proyecto de tres años y una tasa de interés anual del **15 %** son:

- | | |
|---------------------------------|------------------------|
| a) VAN | : \$ 105 477 |
| b) TIR | : 40 % |
| c) Beneficio/Costo | : 1.61 |
| d) Recuperación de la Inversión | : 1.59 = 2 años |

6.2.0. Recomendaciones

En base a las conclusiones arribadas se dan las recomendaciones siguientes:

6.2.1. Como los resultados del análisis técnico de aplicación del relleno hidráulico son favorables, se recomienda implementar la Planta de

Relleno Hidráulico en el NV 2375 de tal manera que se aproveche la gravedad para el impulso y traslado de la pulpa hasta los tajeos.

- 6.2.2.** El diseño de la planta debe contemplar la posibilidad de utilizar cemento a granel para obtener mejores propiedades estructurales en el relleno, esto con el fin de minimizar la compactación.
- 6.2.3.** Para la profundización de la mina se debe considerar, dejar desmonte grueso en los tajos y completar con relleno cementado.
- 6.2.4.** Se debe considerar la posibilidad de reutilizar el agua que ingresa con el relleno, creando un circuito cerrado de agua, optimizando su utilización.
- 6.2.5.** Se debe rellenar todos los espacios vacíos posibles dejados en los niveles superiores al actual nivel de explotación, con la finalidad de crear barreras geomecánicas y mejorar las condiciones de estabilidad del macizo rocoso.
- 6.2.6.** Los resultados de análisis financiero son positivos por lo que se puede concluir que el proyecto es rentable y económicamente viable, por lo tanto se recomienda realizar su construcción y aplicación.

CAPÍTULO VII

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

ASSUREIRA E., ESTELA., 1989. *“Transporte de Partículas Sólidas por Tuberías”*. Pontificia Universidad Católica del Perú.

BELTRAN C., WILFREDO., *“Estudio Experimental de Relleno Hidráulico en la Mina Atacocha”*. Perú.

BOUSO, JUAN LUIS., 1993. *“Manual de Bombeo de Pulpas”*. ERAL, Equipos y Procesos, S.A. Madrid, España.

CORDOVA ROJAS, DAVID., 2000. *“Técnicas Geomecánicas Básicas para Evaluación de la Estabilidad de Excavaciones Rocosas Subterráneas”*. Mina Chacua, Perú.

DAVE LANDRIAULT., 1998. *“Tecnología de Pasta para Aplicaciones de Relleno Subterráneo”*. Golder Paste Technology Ltd. Curso Internacional, Perú.

F. DE LUCIO, 1972. *“Teoría de Relleno Hidráulico”*. Perú, XII Convención de Ingenieros de Minas.

HUANCAYA DELGADO, GUILLERMO, 1998. *“Análisis de los Sistemas de Relleno Hidráulico en la Mina Carahuacra - Volcan Compañía Minera S.A.A.”*. Lima-Perú.

INGERSOLL-DRESSER PUMPS, 1994. *“CAMERON HYDRAULIC DATA”*. C.C. Head, USA.

MEZA POVIS, EMILIO JOSUÉ, 1978. *“Proyecto de Optimización y Ampliación del Sistema de Relleno Hidráulico en la Compañía Minera Huampar S.A.”*. Lima-Perú.

SIFUENTES, SOCRATES., 1995. *“Agregados en Relleno Hidráulico para la Explotación por Cámaras y Pilares Temporales en Yacimientos Sub Horizontales”*. Compañía Minera Aurífera Retamas S.A., Perú.

TOLEDO GARAY, FERNANDO ENRIQUE, 2006. *“Reducción del Impacto Ambiental en Minas con la Disposición de Residuos en el Subsuelo”*. Lima-Perú, Tesis universitaria, Unidad de post grado, UNMSM.

VALERA, CRISTOBAL., *“Requerimiento de Relleno Hidráulico en Uchucchacua”*. Compañía de Minas Buenaventura S.A., Perú.

APÉNDICES

APÉNDICE I: GLOSARIO DE TÉRMINOS

Estas definiciones principales, materia del estudio de investigación se enquadra en las normas ISO, la normatividad legal del Perú y las ciencias de la Ingeniería de Minas; así tenemos los siguientes en orden alfabético⁴:

Ambiente: Alrededores en las cuales la organización opera, incluyendo aire, agua, tierra, recursos naturales, flora, fauna, humanos y sus interrelaciones.

Contaminante Ambiental: Toda materia o energía que al incorporarse y/o actuar en el ambiente, degrada su calidad a un nivel que afecta la salud, el bienestar humano y pone en peligro los ecosistemas (Art.2, D.L. N° 016-93-EM).

Contaminación Ambiental: Acción que resulta de la introducción por hombre, directa o indirectamente en el medio ambiente, de contaminantes, que tanto por su concentración, al superar los límites máximos permisibles establecidos, como por el tiempo de permanencia, hagan que el medio receptor adquiera características diferentes a las originales, perjudiciales o nocivas a la naturaleza, a la salud y a la propiedad (Art. 2, D.L. N° 016-93-EM).

Chimenea: Excavación minera subterránea de forma tubular, de posición vertical o inclinada, perforada desde un nivel inferior para alcanzar otro nivel superior, con fines exploratorios, de ventilación, u otros servicios.

Desmonte: Material formado por las rocas sin valor económico que se extrae del laboreo de una mina.

Desmontera: Lugar del espacio superficial terrestre donde se colocan los residuos sólidos de desmonte provenientes de las labores de desarrollo en mina.

⁴ TOLEDO GARAY, FERNANDO ENRIQUE, 2006. *“Reducción del Impacto Ambiental en Minas con la Disposición de Residuos en el Subsuelo”*. Lima-Perú, Tesis universitaria, Unidad de post grado, UNMSM.

Galería: Túneles o excavaciones subterráneas, horadadas en diferentes niveles siguiendo las estructuras mineralizadas (vetas, cuerpos y mantos), cuando estas dejan las estructuras mineralizadas para unirse a otras galerías se denominan cruceros.

Impacto Ambiental: Cualquier cambio al ambiente, ya sea adverso o benéfico, total o parcial, resultante desde las actividades, productos o servicios de una compañía (ISO 14001).

Ley: Grado de concentración del o los metales en un mineral que se mide en porcentaje (%) para la mayoría de los metales y en gramos por toneladas (g/t) para los metales preciosos (platino, oro y plata).

Ley de Corte: Concentración del metal que por su valor cotizado en el mercado internacional se encuentra en el límite económico de los costos de explotación.

Mejoramiento Continuo: Proceso de realzar el sistema de administración ambiental para lograr mejoramiento en el desempeño total ambiental, en línea con la política ambiental de la compañía. Nota: El proceso necesita no tomar lugar en todas las áreas de actividad simultáneamente (ISO 14001).

Mena: Mineral o conjunto de minerales con valor económico, que después del beneficio se obtiene un metal o conjunto de metales comercializables.

Mineral: Elemento o combinación natural de estos que se encuentran dentro o como constituyente de las rocas en la corteza terrestre.

Mineral Económico: Es la mena factible de comercialización inmediata que deja un margen de utilidad al deducirse todos los costos.

Mineral Marginal: Es la mena, el mineral o conjunto de minerales cuya concentración metálica o económica referida en la ley, tiene un valor que sólo cubre todos los costos, sin dejar utilidad a la empresa.

Objetivo Ambiental: Metas ambientales totales que surgen de la política ambiental y que una organización establece por sí misma para lograrlo, y que son cuantificados cuando es práctico.

Operación Minera: Conjunto de trabajos realizados en el arranque, extracción, tratamiento, transporte y comercialización de las sustancias

económica materia de explotación, así como los servicios auxiliares prestados con esta finalidad.

Relave: Desecho que resulta del tratamiento de beneficio de los minerales, compuesto de ganga, roca, agua y reactivos químicos.

Relleno Convencional: Llamado también relleno detrítico, cualquier material rocoso disgregado por el intemperismo, utilizado para rellenar las cavidades del subsuelo originadas por la extracción del mineral.

Relleno Hidráulico: Se define como relleno hidráulico al material que es transportado en forma de pulpa por tuberías. En su mayoría el material es el relave de planta concentradora, pero también se utiliza arenas glaciares y otros materiales granulares que se encuentra en la naturaleza

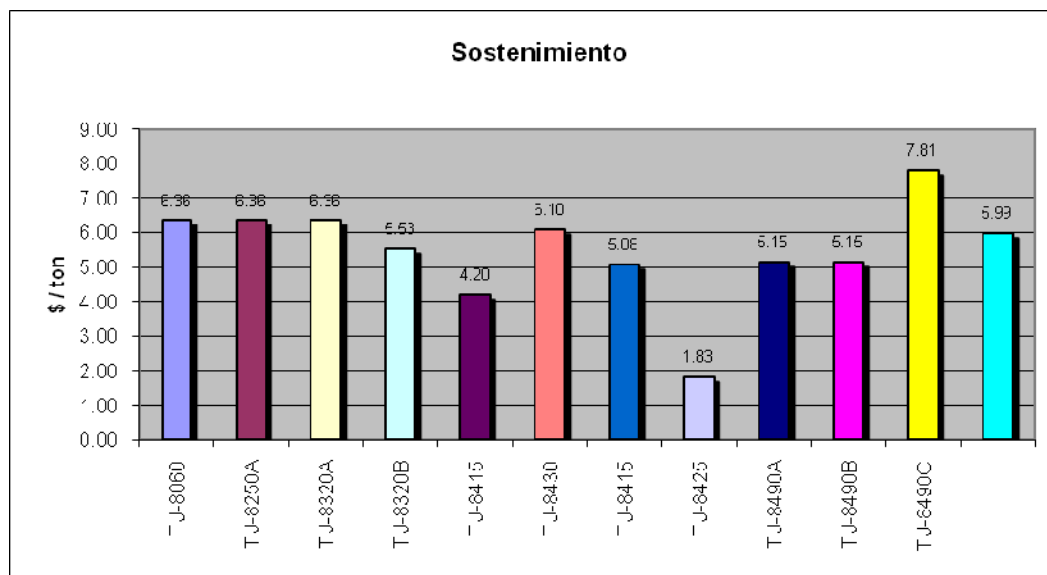
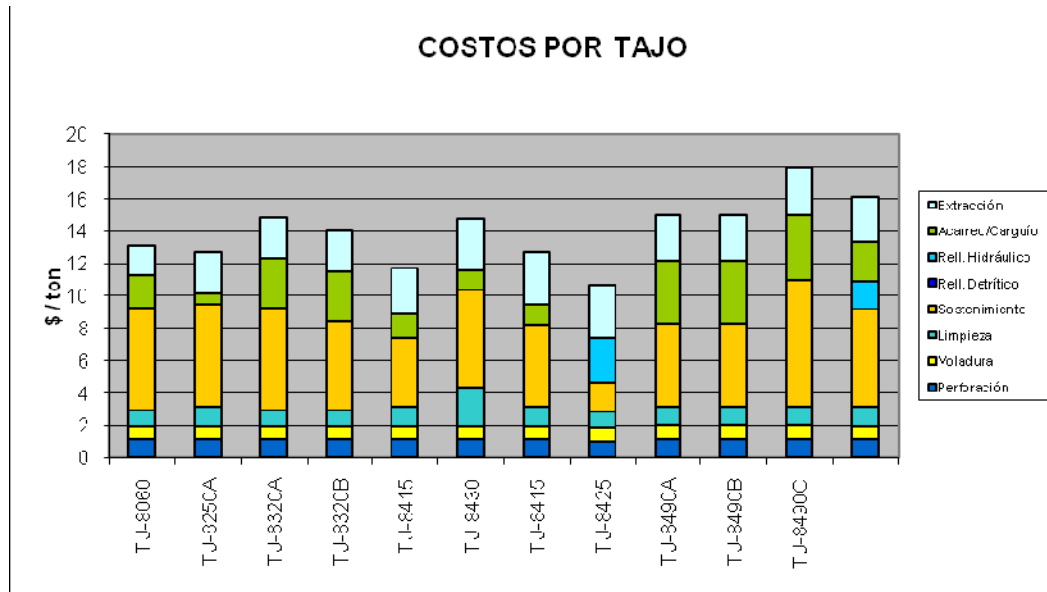
Tajeo: Es el bloque insitu de donde se arranca el mineral para extraerlo y beneficiarlo.

APÉNDICE II: Costos de explotación en Veta Jimena.

	DESCRIPCION	NIVEL	1937	1907	1887	1887	1847	1840	1840	1840	1827	1827	1827	PROMEDIO DE LOS TAJEOS SIN RH
		LABOR	TJ-8060	TJ-8250A	TJ-8320A	TJ-8320B	TJ-8415	TJ-8430	TJ-8415	TJ-8425	TJ-8490A	TJ-8490B	TJ-8490C	
		UNIDAD / METODO	FVR	FVR	FVR	FVR	FVR	FVR	FVR	CRA	FVR	FVR	FVR	
CARACTERISTICAS														
PERFORACIÓN		\$ / ton	1.14	1.14	1.14	1.14	1.14	1.14	1.14	1.03	1.14	1.14	1.14	1.13
VOLADURA		\$ / ton	0.82	0.82	0.82	0.82	0.85	0.83	0.81	0.83	0.86	0.86	0.86	0.83
LIMPIEZA		\$ / ton	0.98	1.17	0.98	0.98	1.17	2.35	1.17	0.98	1.17	1.17	1.17	1.21
SOSTENIMIENTO		\$ / ton	6.36	6.36	6.36	5.53	4.20	6.10	5.08	1.83	5.15	5.15	7.81	5.99
Cuadros	Espaciamiento cuadros cojos	m	1.80	1.80	1.80	1.80		1.80	1.80				1.80	1.50
	Densidad de cdros	cdros/m2	0.31	0.31	0.31	0.31		0.31	0.31				0.31	0.44
	Area a sostener/corte	m2	19.40	40.42	16.17	32.34		64.67	24.25				40.42	32.70
	Rendimiento cdros. por guard	Cdros cjos	1.00	1.00	1.00	1.00		0.50	1.00				1.00	0.93
	Total cdros por corte	Cdros cjos	6	12	5	10		20	7				12	15
Puntales conjuntos	Espaciamiento puntales	m					1.50			1.50	1.50	1.50		1.50
	Densidad de puntales	ptal/m2					0.44			0.44	0.44	0.44		0.44
	Area a sostener/corte	m2					8.08			43.50	24.25	45.27		32.70
	Rendimiento puntales por guard	ptales					8.00			8.00	8.00	8.00		8.00
	Total puntales por corte	ptales					3.59			20.83	10.78	20.12		14.54
Cribbings	Espaciamiento cribbings	m	1.80	1.80	1.80	1.80	1.50	1.80	1.80		1.50	1.50	1.80	1.71
	Densidad de cribbings	cribbing/m2	0.08	0.08	0.08	0.08	0.11	0.08	0.08		0.11	0.11	0.08	0.09
	Area a sostener/corte	m2	19.40	40.42	16.17	32.34	8.08	64.67	24.25		24.25	45.27	40.42	31.53
	Rendimiento cribbings/gdia	cribbing/gdia	2.00	2.00	2.00	2.00	2.00	1.00	2.00		2.00	2.00	2.00	1.90
	Total cribbings por corte	cribbing	1.50	3.12	1.25	2.50	0.90	4.99	1.87		2.69	5.03	3.12	2.70
Entablado	Rendimiento de entablado	tablas/gdia	48.00	48.00	48.00	48.00	48.00	48.00	48.00	48.00	48.00	48.00	48.00	48.00
	Entablado de canal de rastrilla	tablas/corte	12.00	25.00	10.00	20.00	5.00	40.00	15.00	1.75	15.00	28.00	25.00	20.36
Total guardias sostenimiento por corte		gda	6.99	14.56	5.82	11.64	1.00	45.75	8.73	2.64	3.01	5.61	14.56	17.50
Total tareas sostenimiento por corte		tareas	13.97	29.11	11.64	23.29	3.01	137.24	17.47	5.28	9.02	16.84	43.67	42.95
Toneladas madera redonda por corte		ton	2.01	4.18	1.67	3.34	0.28	29.09	2.51	0.81	0.67	1.25	4.18	4.87
Pies cuadrados madera por corte		pies2	841.12	1752.34	700.93	1401.87	475.35	533.20	1051.40	23.33	1426.04	2661.94	1752.34	1498.22
Total Toneladas madera por corte		ton	3.57	7.44	2.98	5.95	1.16	30.08	4.46	0.85	3.32	6.20	7.44	7.66
Costo de mano de obra en sostenim		\$ / ton	2.91	2.91	2.91	2.53	1.20	3.42	2.32	0.65	1.50	1.50	4.36	4.08
Costo de madera redonda		\$ / ton	1.45	1.45	1.45	1.26	0.39	2.53	1.16	0.35	0.39	0.39	1.45	1.61
Costo de madera cuadrada		\$ / ton	2.00	2.00	2.00	1.74	2.17	0.15	1.60	0.03	2.71	2.71	2.00	1.62
Costo de jackpot		\$ / ton					0.44			0.80	0.55	0.55		0.44
Costo de sostenimiento		\$ / ton	6.36	6.36	6.36	5.53	4.20	6.10	5.08	1.83	5.15	5.15	7.81	5.99
RELLENO DETRÍTICO		\$ / ton												
RELLENO HIDRÁULICO		\$ / ton								2.77				1.75
CARGUIO / ACARREO (scoop)		\$ / ton	1.97	0.70	3.04	3.04	1.51	1.16	1.27		3.83	3.83	4.06	2.44
EXTRACCIÓN (dumper+locom.)		\$ / ton	1.89	2.51	2.51	2.51	2.84	3.22	3.22	3.22	2.84	2.84	2.84	2.77
INDICADORES														
INDICES DE GESTION														
Toneladas rotas por tarea		ton / tr	4.80	4.67	4.80	5.21	5.45	3.57	5.30	9.11	5.09	5.09	3.12	4.71
Toneladas rotas por tonelada de material		ton / ton-mad	30.97	30.97	30.97	35.62	49.49	30.64	38.72	217.39	41.59	41.59	30.97	36.15
Kilogramos de madera por tonelada de material		kg-mad / ton	32.29	32.29	32.29	28.07	20.20	32.64	25.83	4.60	24.04	24.04	32.29	28.40
Toneladas rotas por pie perforado		ton / pp	0.32	0.32	0.32	0.32	0.32	0.32	0.32	0.36	0.32	0.32	0.32	0.32
Toneladas rotas por kilogramo de explosivo		ton / kg	3.42	3.42	3.42	3.42	3.42	3.42	3.42	3.80	3.42	3.42	3.42	3.42
AJUSTE DE RECURSOS														

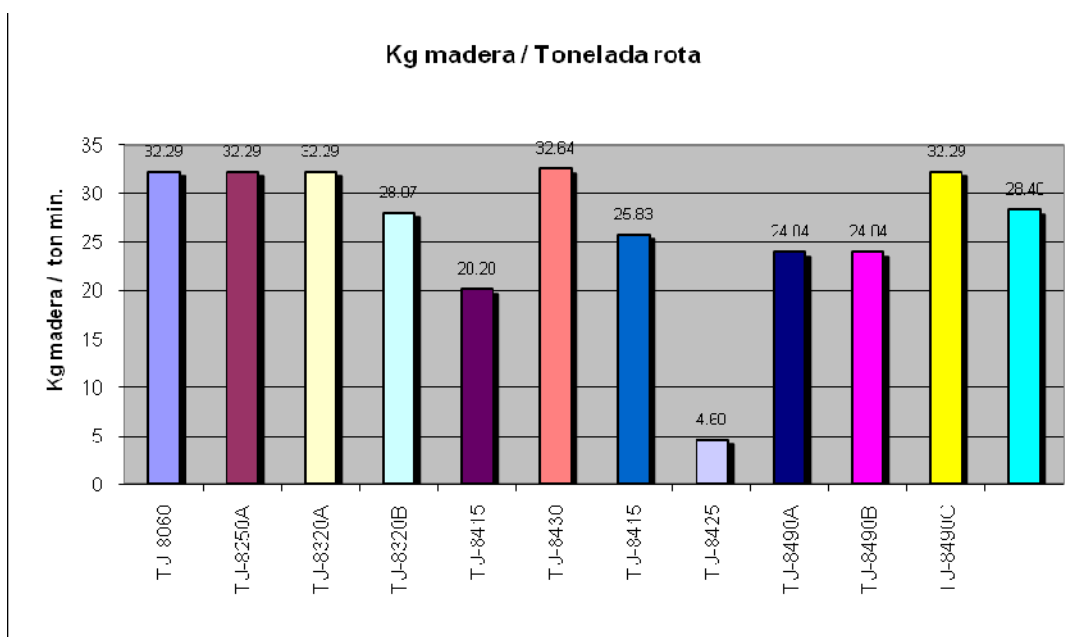
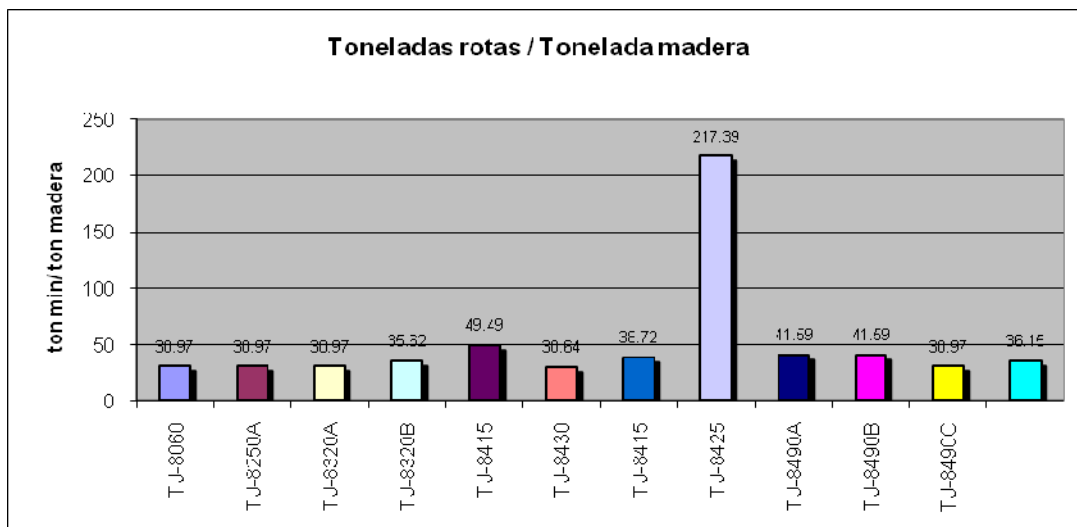
APÉNDICE III: Comparación de costos en tajeos.

NOTA: sólo el TJ 8425 se aplica R/H (tajo piloto).

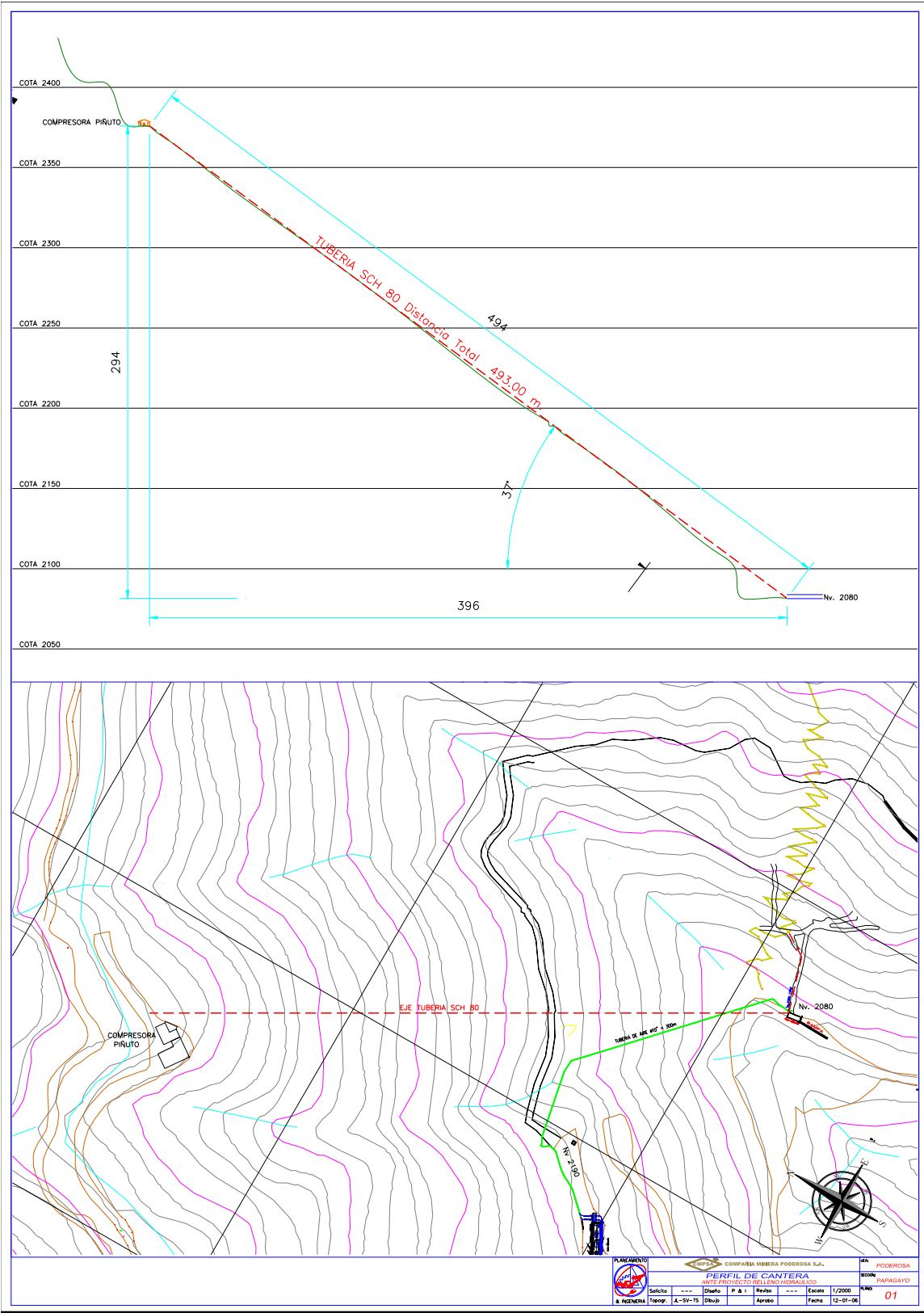


APÉNDICE IV: Comparación de producción de mineral por consumo de madera en tajeos.

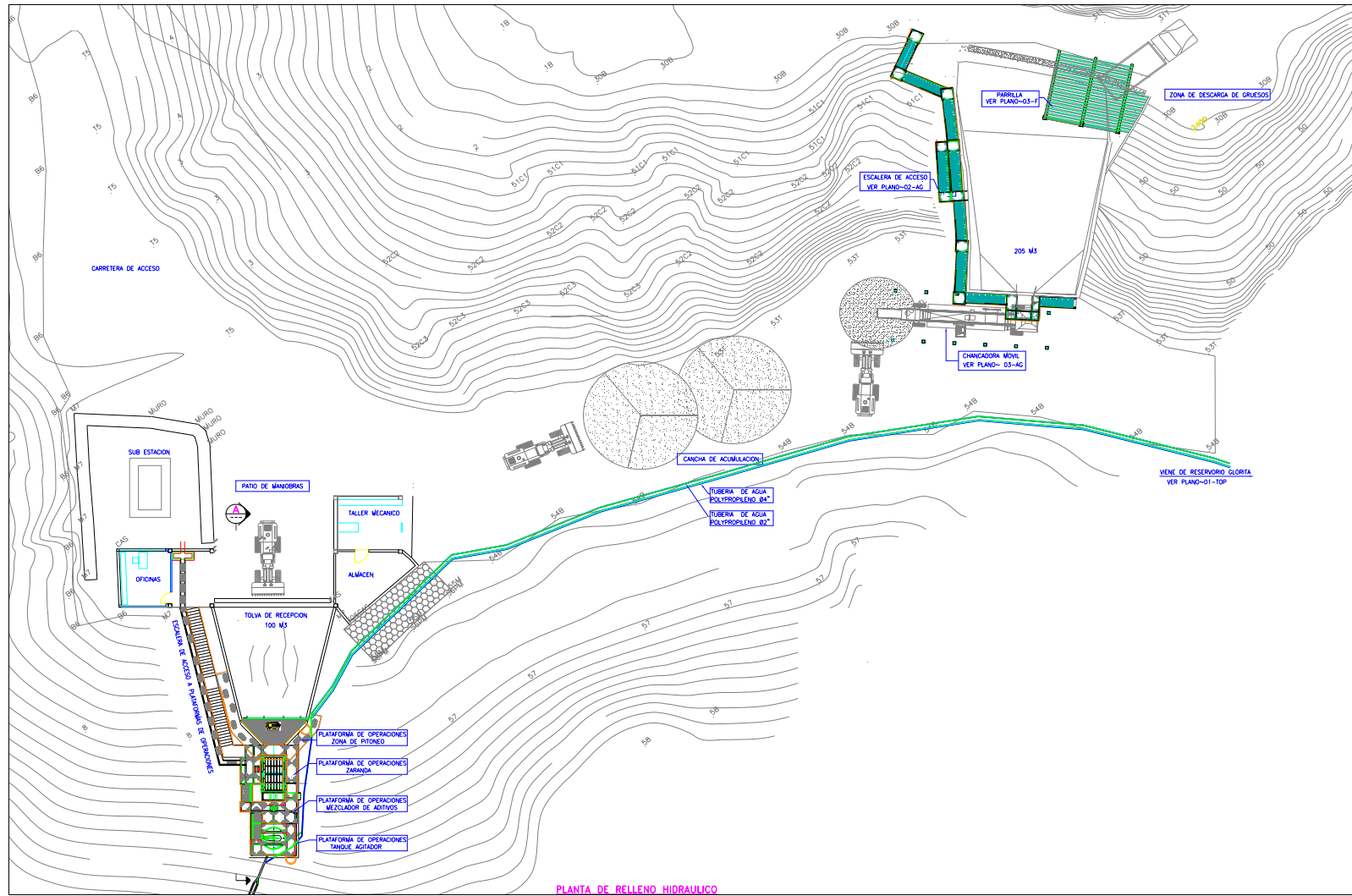
NOTA: sólo el TJ 8425 se aplica R/H (tajo piloto).



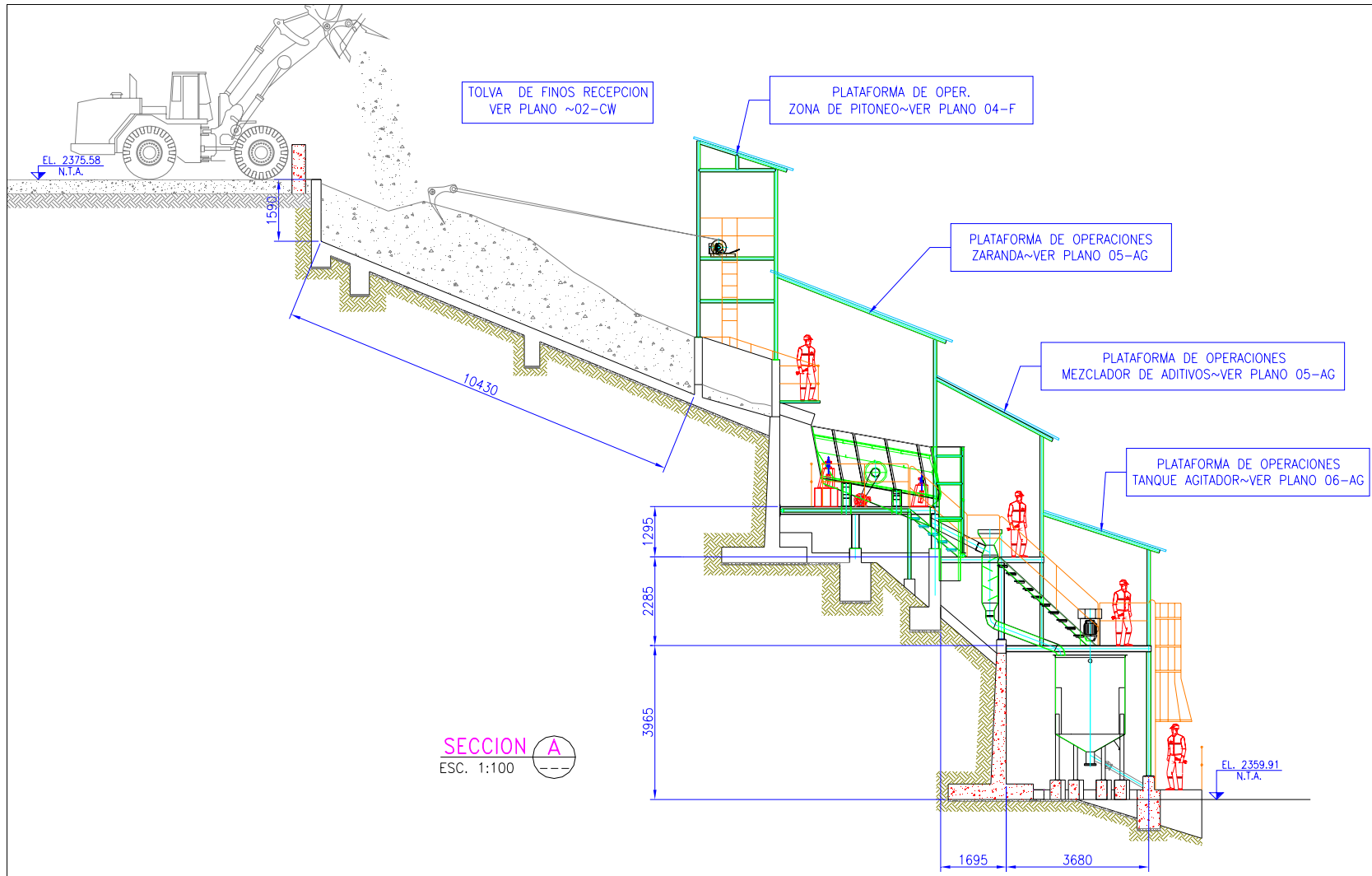
APÉNDICE V: Ubicación de Planta de Relleno Hidráulico (NV 2375).



APÉNDICE VI: Planta de Relleno Hidráulico.



APÉNDICE VII: Perfil de Planta de Relleno Hidráulico.



APÉNDICE VIII: Plano de Red de Tuberías de Relleno Hidráulico.

